научные основы проектирования карьеров

gost.e-ecolog.ru

НАУЧНЫЕ ОСНОВЫ ПРОЕКТИРОВАНИЯ КАРЬЕРОВ

Под общей редакцией:
член-корр. АН СССР В. В. Ржевского,
проф., докт. техн. наук М. Г. Новожилова,
проф., докт. техн. наук Б. П. Юматова

Издательство «Недра»
Москва, 1971

УДК 622. 273.001. 2

НАУЧНЫЕ ОСНОВЫ ПРОЕКТИРОВАНИЯ КАРЬЕРОВ. Под общей редакцией В. В. Ржевского, М. Г. Новожилова, Б. П. Юматова и др. М., «Недра», 1971. Стр. 600.

В книге рассмотрены основные вопросы проектирования горных предприятий с учетом современных достижений науки и техники, опыта передовых карьеров, проектных и проектно-исследовательских институтов. Приведены методы геометрического анализа карьерных полей, установления режима горных работ, определения границ и производственной мощности карьеров. На основании анализа структур комплексной механизации и систем разработки даны обоснования для выбора рациональной технологии открытых горных работ. Рассмотрены вопросы проектирования всех основных технологических процессов, организация строительства карьеров, экономика, вопросы реконструкции карьеров и расчетные обоснования комбинированной разработки месторождений.

Книга предназначена для инженерно-технических и научных работников, а также для студентов вузов.

Таблиц 103, иллюстраций 233, библиография — 31 наименование.

3—7—3
302—71

Предисловие

В Директивах XXIV съезда КПСС по пятилетнему плану развития народного хозяйства СССР на 1971—1975 годы большое внимание уделяется повышению эффективности капитальных вложений и улучшению проектно-сметного дела: «Повысить ответственность проектных организаций, министерств, ведомств, а также органов экспертизы за качество проектов и правильное определение сметной стоимости строительства». «Обеспечить снижение сметной стоимости строительства не менее чем на 3—5 процентов за счет более рациональных проектных решений».

Совершенствование проектирования горных предприятий является важным мероприятием, позволяющим ускорить темпы научно-технического прогресса в нашей стране. Проектирование предприятий должно быть организовано на основе максимального учета новейших достижений науки и техники, с тем чтобы строящиеся и реконструируемые предприятия ко времени их ввода в действие были технически передовыми и характеризовались высокими показателями по производительности труда, себестоимости производства и качеству продукции, а по условиям труда отвечали бы современным требованиям.

Проектирование горных предприятий осуществляется отраслевыми проектными и проектно-исследовательскими институтами, которые используют при этом имеющиеся нормативные и методические материалы, данные изыскательских и научно-исследовательских работ, а также большую научную, учебную и справочную литературу.

При создании данной монографии использованы достижения различных научных школ, проектных, исследовательских и учебных институтов, а также работы известных отечественных ученых. В создании монографии приняли участие видные ученые из Московского ордена Трудового Красного Знамени горного института, Днепропетровского ордена Трудового Красного Знамени горного института им. Артема, Свердловского ордена Трудового Красного Знамени горного института им. В. В. Вахрушева, Магнитогорского горно-металлургического института им. Г. И. Носова, Московского ордена Трудового Красного Знамени геологоразведочного института им. С. Орджоникидзе, Днепропетровского института геотехнической механики АН СССР, сектора физико-технических горных проблем института Физики Земли им. О. Ю. Шмидта, Института горного дела им. А. А. Скочинского, институтов УкрНИИпроект и Гипроруда.

Авторами отдельных разделов книги являются: главы I — В. В. Ржевский и В. П. Аксенов, главы II — С. И. Попов и Ю. Н. Посохов, главы III — В. В. Ржевский и С. Д. Коробов, главы IV, § 1—7 и 9 — В. В. Ржевский и

Г. Г. Ломоносов, § 8 — Б. П. Юматов и В. Г. Шитарев, главы V — В. В. Ржевский и П. И. Томаков, главы VI, § 1—2 — В. В. Ржевский, § 3 — В. П. Аксенов, § 4 — М. Г. Новожилов и В. С. Эскин, § 5 — В. В. Ржевский и П. И. Томаков, § 6—7 В. Г. Селянин и Г. Д. Пчелкин, § 8 — М. Г. Новожилов и В. С. Эскин, § 9 — М. Г. Новожилов, Б. Н. Тартаковский и М. И. Барсуков, главы VII, § 1—10 — В. В. Ржевский и Г. Г. Ломоносов, § 11 — В. В. Ржевский и А. С. Чирков, главы VIII, § 1—2, 5—8 и 10 — Г. Г. Ломоносов, § 3—4 — М. Ф. Друкованный, Э. И. Ефремов и Г. Г. Ломоносов, § 9 — М. Ф. Друкованный и Э. И. Ефремов, главы IX — Ю. И. Беляков и А. Э. Розенплентер, главы X, § 1 — М. Г. Потапов, § 2 — В. С. Хохряков, § 3— А. Э. Розенплентер, главы XI — И. И. Русский, главы XII — Б. Н. Тартаковский и М. И. Барсуков, главы XIII, § 1—4 — Н. Н. Рогатин, § 5—6 — С. А. Ильин и В. В. Манкевич, главы XIV — Л. М. Фейгин, главы XV, § 1 — Б. П. Юматов и Ж. В. Бунин, § 2 — Б. П. Юматов.

Авторы приносят глубокую благодарность канд. техн. наук С. Я. Арсеньеву за ценные замечания, сделанные при рецензировании рукописи книги.

Глава I

Организация проектирования горных предприятий в СССР

§ 1. Общие сведения об организации проектирования карьеров

Горные предприятия в СССР строятся на основании утвержденных проектов и смет, содержание и объем которых регламентируются «Инструкцией по разработке проектов и смет для промышленного строительства» Государственного комитета Совета Министров СССР по делам строительства (Госстрой СССР).

Проектирование горных предприятий осуществляется специализированными отраслевыми проектными институтами, обслуживающими, как правило, отдельные бассейны или их группы (например, институты Центрогипрошахт, УкрНИИпроект, Ленгипрошахт, Гипроруда, Гипроцветмет, Госгорхимпроект и др.).

Для осуществления единой технической политики в проектировании, а также для разработки нормативных и методических материалов, изучения и популяризации передового отечественного и зарубежного опыта проектирования, строительства и эксплуатации предприятий решениями руководящих органов назначаются головные проектные институты (например, Центрогипрошахт, Гипроруда, Госгорхимпроект и др.).

При проектировании крупных объектов проект часто выполняется рядом специализированных институтов, при этом ведущая технологическая проектная организация назначается в качестве генерального проектировщика. Она ответственна за качество и сроки выполнения проекта в целом. Проектно-изыскательские работы по конкретным объектам капитального строительства выполняются проектными институтами на основании договоров с заказчиками. Проектные институты подчиняются соответствующим отраслевым министерствам.

В отраслевых проектных институтах имеются специализированные отделы по соответствующим частям проекта, например: горный, электромеханический, генплана и транспорта, промышленных сооружений, сантехнический, экономических обоснований, организации строительства, сметный и др. В институтах имеется также ряд отделов обслуживающего и административно-хозяйственного назначения.

По каждому проектируемому предприятию ведущая проектная организация (генеральный проектировщик) назначает главного

инженера проекта, в обязанности которого входит обеспечение комплексной увязки отдельных частей проекта, соответствия их прогрессивным техническим направлениям, проведения необходимых согласований проекта, а также защита оконченного проекта в утверждающих инстанциях.

Проектная организация обязана осуществлять авторский надзор за строительством объектов с целью контроля качества ведения работ и их соответствия утвержденным проектным решениям.

§ 2. Исходные материалы для проектирования

Перед началом проектирования карьера заказчик должен выдать проектной организации:

задание на проектирование;

геологический отчет по месторождению с протоколом утверждения отчета Государственной комиссией по запасам.

Задание на проектирование подготавливается заказчиком (обычно с участием проектной организации) на основании перспективного плана развития народного хозяйства и включает:

основание для проектирования (постановление Совета Министров, утвержденный в установленном порядке план проектно-изыскательских работ для строительства будущих лет, приказ министерства или ведомства, решение комбината и т. п.);

указание о районе или пункте строительства;

характеристику продукции и мощности производства;

основные источники снабжения предприятий водой, топливом, энергией;

намечаемых потребителей продукции и их требования к ее качеству; график потребления продукции по годам;

данные о возможной производственной и хозяйственной кооперации;

намечаемые сроки строительства и очередность ввода мощностей;

данные о наличии горного и транспортного оборудования, которое может быть использовано при строительстве и эксплуатации карьера;

ориентировочные размеры удельных и предполагаемых общих капитальных вложений, плановую себестоимость продукции и производительность труда;

подлежащие разработке и в необходимых случаях обязательные варианты проекта.

В объем исходных данных для выполнения проекта реконструкции действующего карьера должны включаться также материалы по характеристике, фактическому и намечаемому объему производства, наличному парку оборудования, фактическому положению горных работ, транспортных, энергетических, сантехнических коммуникаций и устройств, балансовой стоимости отдельных объектов и т. д.

Указанные материалы в большинстве случаев составляются с участием проектной организации на основании предварительного детального обследования предприятия.

Геологический отчет по месторождению составляется геологоразведочной организацией и должен содержать следующие основные материалы.

Характеристику географических и климатических условий района.

Краткую оценку промышленной освоенности района, транспортных коммуникаций, источников энергии и воды, местных строительных материалов, населенных пунктов, условий возможного расселения трудящихся при строительстве и эксплуатации предприятия и т. д. Эти данные иллюстрируются ситуационными планами и детальными топографическими планами поверхности месторождения.

Данные о состоянии разведок по месторождению, их методах и степени детальности; в графических материалах дается карта размещения разведочных скважин.

Детальную характеристику генезиса и геологического строения месторождения; от полноты этих данных зависит правильность проектной оценки условий залегания и возможность выбора наиболее рациональных решений по схеме вскрытия и порядку разработки месторождения. Наиболее важны графические приложения, включающие геологическую карту района, гипсометрические планы почвы и кровли пластов и отдельных крупных междупластий (при пластовых месторождениях), погоризонтные планы (для месторождения неправильной формы), геологические разрезы по линиям разведочных скважин, карты изомощности пластов и изомощностей внешней и внутренней вскрыши, изолиний и коэффициентов вскрыши и т. д.

Качественную характеристику полезного ископаемого и сопутствующих полезных и вредных компонентов по результатам проведенных анализов, промышленных или полупромышленных опробований; она представляется в виде текста и таблиц с результатами анализов и графических материалов в виде планов и разрезов с нанесением на них данных по качественной оценке полезного ископаемого (зольности, процентному содержанию полезного компонента в руде и т. д.) и характеру их изменения в пределах залежи (в ряде случаев — в изолиниях).

Данные по инженерно-геологической и гидрогеологической оценке условий разработки, в частности:

а) характеристику физико-механических свойств боковых пород и полезного ископаемого для решения вопросов о методах их выемки и условиях обеспечения устойчивости уступов, бортов карьера и отвалов;

б) данные о наличии и водообильности водоносных горизонтов, источниках и условиях обводнения, фильтрационных свойствах пород, возможных притоках воды в горные выработки и т. д.; эти материалы необходимы для выбора схемы защиты карьера от поверхностных и подземных вод, для решения вопросов осушения карьера и расчета карьерного водоотлива.

В качестве графических приложений даются: карты изомощностей водоносных пород, гипсометрические планы их кровли и почвы, карты гидро- и пьезоизогипс, геологические разрезы с указанием отметок водоносных горизонтов, величин их напоров, карты результатов опытных откачек и т. д.

В особо сложных случаях по инженерно-геологической и гидрогеологической характеристике месторождения составляются специальные отчеты.

Подсчет запасов полезного ископаемого с разбивкой по качеству и по степени разведанности (по категориям запасов); в графических приложениях представляются планы и разрезы для иллюстраций подсчета запасов по отдельным пластам и залежам.

При наличии попутных полезных ископаемых, имеющих промышленное значение, или наличии вредных компонентов по ним представляются аналогичные материалы.

Геологический отчет по месторождению до передачи его проектной организации для использования подлежит специальной экспертизе

и утверждению Государственной (или территориальной) комиссией по запасам, что оформляется специальным протоколом, прикладываемым к утвержденному геологическому отчету.

§ 3. Стадии проектирования

Исходным положением при проектировании является стремление обеспечить наиболее рациональное и экономное использование общественного труда, материальных и денежных ресурсов, высокое качество и низкую себестоимость продукции, прибыльность предприятия, высокую производительность и наилучшие условия труда рабочих, наименьшую стоимость и продолжительность строительства. Это обеспечивается внедрением в проекты прогрессивных технических решений с учетом новейших научных достижений, внедрением высокопроизводительных машин и механизмов, поточной технологии работ, передовых форм организации труда, а также типовых проектов зданий и сооружений и рациональной компоновки общей схемы генерального плана карьера.

Учитывая длительные сроки существования горных предприятий (20—50 и более лет), особое внимание уделяют вопросам обеспечения возможности совершенствования технологии горных работ в процессе эксплуатации карьера (ввод более производительных машин, изменение элементов системы разработки), роста производственной мощности карьера и расширения границ открытых разработок.

Проектированию отдельных горных предприятий во вновь осваиваемых крупных промышленных районах обычно предшествуют специальные технико-экономические обоснования необходимости и эффективности развития этих районов, выполненные на базе перспективных планов развития отрасли промышленности в технико-экономических докладах (ТЭДах) или комплексных проектах развития района [1].

В задачу комплексного проекта входит общая горнотехническая и экономическая оценка месторождения и района строительства, разделение месторождения на карьерные и шахтные поля, установление производственной мощности и очередности ввода отдельных горнодобывающих предприятий, решение принципиальных вопросов вскрытия и комплексной механизации горных работ (в первую очередь для предприятий, намечаемых к вводу на ближайшую перспективу), установление производственных мощностей, мест расположения и очередности строительства потребляющих и перерабатывающих предприятий.

В комплексном проекте решаются также вопросы общерайонных схем постоянного и временного (на период строительства) энергоснабжения, транспорта, водоснабжения, расселения трудящихся,

---

[1] В соответствии с инструкцией Госстроя СССР технико-экономические обоснования составляются и для отдельных строящихся или реконструируемых предприятий.

развития базы строительной индустрии; устанавливаются ориентировочные объемы горных, строительных и монтажных работ, потребные для освоения района материальные, трудовые и энергетические ресурсы.

На основании указанных проработок определяются ориентировочные размеры и очередность капиталовложений, устанавливаются основные технико-экономические показатели и дается заключение о народнохозяйственной эффективности развития данного района.

Утвержденный комплексный проект служит исходным материалом для последующего проектирования отдельных предприятий. Проекты отдельных предприятий выполняются в две стадии — технический проект и рабочие чертежи или в одну стадию, когда составляется технорабочий проект.

§ 4. Содержание технического проекта

В задачи технического проекта карьера входит: установление технической возможности и экономической целесообразности его строительства; уточнение производственной мощности, выбор и обоснование основных технологических и конструктивных решений; решение вопросов обеспечения предприятия энергией, водой, топливом; определение места, условий, методов и сроков осуществления строительства карьера, вспомогательных сооружений и перерабатывающих предприятий, стоимости строительства и основных технико-экономических показателей проектируемого карьера, а также методов обогащения продукции и ее транспортирования к потребителю.

Конкретное содержание и объем материалов по проектам карьеров отдельных отраслей промышленности обычно регламентируются ведомственными инструкциями или эталонами, составляемыми на основе общей «Инструкции по разработке проектов и смет для промышленного строительства» Госстроя СССР с учетом специфики этих отраслей.

Технический проект карьера состоит из следующих частей [1]: технико-экономическая, геологическая, технологическая, энергетическая, строительная, генеральный план и транспорт, организация строительства, сметная документация.

В объем отдельных частей проекта входят следующие материалы.

I. Технико-экономическая часть

1. Обоснование необходимости строительства карьера в увязке с народнохозяйственным планом и утвержденным комплексным проектом.
2. Обоснование выбора места строительства.
3. Краткая техническая характеристика принятых основных решений, новые проектные решения, применение типовых проектов; научно-исследовательские работы, необходимые для данного строительства.

[1] Применительно к карьерам угольной промышленности.

4. Численность трудящихся (по процессам) и производительность труда (по добыче, вскрыше), распределение рабочих по степени механизации труда.

5. Данные о потребном объеме, стоимости и месте размещения жилищно-гражданского строительства.

6. Капитальные затраты на строительство (по направлениям и видам работ).

7. Себестоимость добычи полезного ископаемого и вскрышных работ (по элементам затрат) и ее обоснование.

8. Технико-экономические показатели проекта, их анализ и сопоставление с показателями аналогичных лучших карьеров.

9. Экономическая эффективность строительства.

10. Рентабельность работы предприятия.

Технико-экономическая часть представляет собой сводку основных технических решений и расчет и анализ основных технико-экономических показателей проекта.

II. Геологическая часть

1. Геологическое строение месторождения, характеристика полезного ископаемого и вскрышных пород, сопутствующих полезных ископаемых и вредных примесей, гидрогеологическая характеристика, разведанность и благонадежность месторождения.

2. Обоснование границ и подсчет запасов карьерного поля, подсчет объемов и коэффициентов вскрыши.

К этой части прилагаются чертежи по геологической и гидрогеологической характеристике поля (составленные на основании графической части геологического отчета), планы подсчета запасов полезного ископаемого и вскрыши (в пределах контуров карьера).

III. Технологическая часть

1. **Общая организация работы и проектная мощность карьера:** режим работы по вскрыше и добыче, обоснование проектной мощности (годовой, суточной, сменной) и срока службы карьера, мощность карьера на момент сдачи карьера в эксплуатацию.

2. **Обоснование принципиальной схемы комплексной механизации** и вариантов вида и типа бурового, выемочного, транспортного и отвального оборудования.

3. **Вскрытие карьерного поля:** технико-экономические обоснования выбора вариантов вскрытия, выбор порядка отработки поля карьера, объемы горно-строительных работ по принятому варианту. Графическая часть — схема вскрытия поля и поперечные разрезы капитальных и разрезных траншей.

4. **Система разработки:** выбор и обоснование варианта системы разработки, выбор типов, расчет потребных параметров, производительности и количества вскрышного и добычного оборудования, установление основных элементов системы (высота и число уступов, углы откосов уступов и бортов, рабочие площадки, бермы, ширина заходок, длина фронта, годовое подвигание, опережение вскрышных работ, отработка тупиков карьера, вопросы селективности добычи, зачистка пласта); буровзрывные работы (выбор метода и типа оборудования, расчет параметров, вторичное дробление, расход ВВ, объем и расположение складов ВВ и ВМ); календарный план разработки карьерного поля по вскрыше и добыче.

Графическая часть — система разработки, планы горных работ на момент сдачи карьера в эксплуатацию и освоения проектной мощности, календарный план выемки полезного ископаемого и вскрыши.

5. **Отвальное хозяйство:** потребные объемы и выбор места размещения отвалов, инженерно-геологические условия отвалообразования, выбор типов, параметров, производительности и количества отвальных машин, определение параметров отвалов (высота и углы откоса уступов, длины фронтов, число тупиков), схемы развития отвалов, рекультивация отвальных площадей. Сводные данные (в таблице) о потребности в оборудовании для вскрышных и добычных работ и отвалообразования. Графическая часть — план расположения отвалов, транспортных коммуникаций и отвального оборудования.

6. **Внутрикарьерный транспорт:** исходные положения и материалы для проектирования, технические условия на проектирование; сравнительная оценка и выбор варианта транспорта для добычи и вскрыши; выбор схемы транспортных коммуникаций; установление потребного количества транспортных средств; передвижка, ремонт и содержание транспортных коммуникаций; организация движения, связь и СЦБ; тяговое, экипировочное, гаражное хозяйство; сводные данные о потребности в транспортном оборудовании по добыче и вскрыше; сводные данные об объемах работ по объектам внутрикарьерного транспорта.

Графическая часть — совмещенные планы горных работ и транспортных коммуникаций *на момент сдачи карьера и освоения проектной мощности*, планы ж.-д. станций, продольные и поперечные профили ж.-д. путей и автодорог.

7. **Осушение карьерного поля, водоотлив:** выбор и обоснование схемы защиты карьера от поверхностных вод и осушения карьера, расчет элементов и количества дренажных устройств, осушение отвалов, механизация и организация проходки дренажных выработок, расчет притоков воды в карьер, определение потребной производительности, количество и выбор места расположения водоотливных установок, проветривание подземных дренажных выработок, сводные данные по объемам работ, дренажным выработкам и устройствам и потребном оборудовании.

Графическая часть — чертежи по гидрогеологической характеристике месторождения (из геологического отчета), гидрогеологические разрезы с нанесением водопонизительных устройств (через поле и по оси разрезной траншеи); план расположения дренажных выработок и устройств; план поверхности с нанесением водозащитных и водоотводящих устройств; конструкции дренажных выработок и устройств, график организации работ по водопонижению.

8. **Мероприятия по технике безопасности:** обеспечение устойчивости бортов и отвалов; противопожарные мероприятия; мероприятия по электромеханическому хозяйству.

9. **Технологический комплекс** (по приему и отгрузке полезного ископаемого) [1]: потребители полезного ископаемого, их расположение, требования к качеству, организация дробления полезного ископаемого, усреднение качества, организация отгрузки, контроль веса и качества, склады полезного ископаемого, отборка породы и породное хозяйство, схема цепи аппаратов технологического комплекса, потребные типы и количество оборудования.

Графическая часть—план и разрезы сооружений технологического комплекса, схема цепи аппаратов и спецификация оборудования,

10. **Вспомогательные цехи:** организация ремонтного хозяйства (объемы, станочный парк, размещение ремонтных пунктов, потребная численность трудящихся, расход энергии, металла); складское хозяйство (склады горючих и смазочных материалов, материальный склад).

Графическая часть — ремонтные пункты (планы и разрезы), материальный склад (планы и разрезы).

IV. Энергетическая часть

1. **Электроснабжение и электрооборудование:** электроснабжение горных работ (схема, установленная и потребляемая мощность по добыче, вскрыше и отвальному хозяйству); электрификация ж.-д. транспорта (выбор типа и расчет потребного количества электровозов, мощность и местоположение тяговых подстанций, расход энергии, контактная сеть); электрооборудование вспомогательных цехов, электроснабжение карьера (выбор схемы, напряжения распределительной сети, местоположения и мощности подстанций); расчет ЛЭП, освещение карьера, технико-экономические показатели по энергоснабжению.

Графическая часть — схема внешнего энергоснабжения, принципиальная схема энергоснабжения, план питательной и контактной сети, схемы подстанций.

---

[1] В случае его необходимости на карьере.

2. **Автоматизация и контроль производства:** диспетчерская служба, принципы управления, автоматизации и контроля процессов на карьере.

Графическая часть — структура диспетчерской службы, схемы автоматизации и контроля.

3. **Слаботочное хозяйство:** телефонная связь, радиосвязь, СЦБ на ж.-д. транспорте, пожарная сигнализация.

Графическая часть — скелетная схема связи, схема СЦБ.

V. Строительная часть

1. **Промышленные здания и сооружения:** тип и конструктивные решения, объемы зданий и сооружений, индустриализация строительства.

Графическая часть — общие виды, планы, разрезы основных зданий.

2. **Наружное водоснабжение и канализация:** потребные объемы и схема водоснабжения, схема канализации и очистки сточных вод, объемы работ.

Графические материалы — планы сетей, профили коллекторов, планы размещения водозаборных и очистных сооружений.

3. **Внутренняя сантехника:** водопровод и канализация, горячее водоснабжение, отопление, вентиляция, объемы сантехнических работ.

4. **Теплоснабжение:** расходы тепла, тепловые сети, котельная, объемы работ по теплоснабжению.

VI. Генеральный план и транспорт

1. **Генеральный план промплощадки:** характеристика промплощадки как объекта для застройки, планировка промплощадки, размещение зданий, транспортные связи, благоустройство.

Графическая часть — генеральный план промплощадки.

2. **Внешний транспорт:** характеристика транспортной сети района, выбор типа транспорта, обоснование трассы подъездных путей (автодорог), ж.-д. станции примыкания, расчет подвижного состава, объемы работ по сооружениям внешнего транспорта.

Графические приложения — ситуационный план района с нанесением существующих и проектируемых транспортных коммуникаций, промышленных предприятий, инженерных сетей; план и продольный профиль подъездных путей (автодорог); планы ж.-д. станций и пунктов примыкания.

3. **Транспорт на промплощадке карьера:** выбор типа и расчет потребного количества транспортного оборудования, тип и характеристика транспортных коммуникаций.

VII. Организация строительства

1. Сроки строительства карьера и основных его объектов; объемы, метод, последовательность и продолжительность выполнения подготовительных, общеплощадочных и основных строительно-монтажных работ;

2. Потребность строительства в основных материально-технических ресурсах и рабочих кадрах.

3. Решение ситуационного и строительного генерального планов; схемы и источники обеспечения строительства энергией, топливом, водой и т. д. Детальное рассмотрение вопросов организации и выбора схем механизации проведения выездных и разрезных траншей, дренажных выработок, транспорта и отвалообразования при строительстве карьера.

Эта часть проекта обычно состоит из двух разделов: календарный план строительства и объемы работ и методы производства работ.

Графические приложения — схемы проходки выездных и разрезных траншей (планы и разрезы), стройгенпланы, календарные планы.

§ 5. Рабочие чертежи

Рабочие чертежи разрабатываются на основании утвержденного технического проекта. В них уточняются и детализируются проектные решения по отдельным объектам и сооружениям в степени,

необходимой для производства строительно-монтажных работ индустриальными методами.

До разработки рабочих чертежей проектной организации должна быть подтверждена заказчиком возможность поставки оборудования, предусмотренного в утвержденном техническом проекте, и выданы исходные данные (характеристики, привязочные размеры) по заказанному оборудованию.

Номенклатура объектов, подлежащих детальной разработке на стадии рабочего проектирования, аналогична номенклатуре технического проекта. В частности, на стадии рабочего проекта подлежат выдаче чертежи капитальных и разрезных траншей и отдельных их элементов и узлов, планов горных работ, подъездных путей и автодорог, ЛЭП, подстанций, сантехнических сетей, строительных сооружений, монтажные чертежи по оборудованию, генеральные планы карьера и промплощадок и т. д.

При этом подлежат детальному подсчету объемы работ по строительству и монтажу.

На крупных горных предприятиях проектные организации по решению министерства должны создать группы проектировщиков, задачей которых является доработка и уточнение рабочих чертежей, выполнение дополнительных чертежей непосредственно на объекте строительства и обеспечение строительства необходимыми разъяснениями проекта и консультациями.

Инженерные изыскания. Выполнению проектного задания и рабочих чертежей предшествуют инженерные изыскания по уточнению инженерной геологии, гидрогеологии и топографии района строительства траншей, промплощадки, отвалов, района намечаемых трасс подъездных путей, автодорог и т. п. Эти работы предусматриваются в плане выполнения проектов или выполняются при проектировании по мере необходимости на основании специальных распоряжений и заданий.

§ 6. Сметная документация к проекту

Общая стоимость строительства карьера определяется сводным сметно-финансовым расчетом на основании объемов работ и потребности в оборудовании, установленной в техническом проекте. Сводный сметно-финансовый расчет после его утверждения является основанием для финансирования строительства.

Сводный сметно-финансовый расчет составляется в соответствии со сметно-финансовыми расчетами на отдельные виды работ, зданий, сооружений и т. д. и содержит следующие части и главы:

Часть I

Глава 1. Подготовка территории строительства.
Глава 2. Объекты основного производственного назначения.
Глава 3. Объекты подсобного пропзводственного и обслуживающего назначения.
Глава 4. Объекты транспортного хозяйства и связи.

Глава 5. Внешние сети и сооружения водоснабжения, канализации, теплофикации и газификации.
Глава 6. Благоустройство промышленной площадки.
Глава 7. Временные здания и сооружения.
Глава 8. Прочие работы и затраты.

Часть II

Глава 9. Содержание дирекции строящегося предприятия.
Глава 10. Подготовка эксплуатационных кадров.
Глава 11. Проектные и изыскательские работы.

В конце сводного сметно-финансового расчета отдельными строками предусматриваются суммы на непредвиденные работы и затраты в установленном размере и ассигнования на долевое участие в строительстве общерайонных объектов.

За итогом сводного сметно-финансового расчета указывается возвратная сумма, включающая:

а) амортизируемую в течение строительства часть стоимости временных зданий и сооружений, используемых для выработки продукции или оказания услуг, в стоимости которых учтены затраты по амортизации (за вычетом затрат на капитальный ремонт этих зданий и сооружений за период строительства);

б) ликвидную часть стоимости временных зданий и сооружений;

в) стоимость материалов, полученных в процессе строительства от разборки конструкций сносимых и переносимых зданий, а также материалов (уголь, камень, гравий, лес и др.), получаемых в порядке попутной добычи.

Затраты по главам сводного сметно-финансового расчета даются с разбивкой по следующим направлениям:

строительные работы;
монтажные работы;
оборудование, приспособления и производственный инвентарь;
прочие затраты.

В состав сметной документации к проектному заданию входят также сметные материалы, обосновывающие затраты по сводному сметно-финансовому расчету:

а) сметно-финансовые расчеты, определяющие сметную стоимость отдельных видов строительных работ;

б) сметно-финансовые расчеты, определяющие сметные стоимости горных дренажных подземных выработок;

в) сметно-финансовые расчеты, определяющие стоимость приобретения и монтажа оборудования;

г) единичные расценки на отдельные виды работ, разрабатываемые для составления смет к рабочим чертежам и для производства расчетов заказчика со строительной организацией за выполненные работы;

д) калькуляции стоимости материалов и изделий, составляемые для разработки единичных расценок на стадии рабочих чертежей;

е) сметы и расчеты стоимости проектных, изыскательских и научно-исследовательских работ;

ж) сметы на общешахтные расходы по горным работам дренажных подземных выработок (затраты по подъему, водоотливу, транспорту, вентиляции и т. д. при строительстве).

Стоимость проведения траншей определяется на основании единых расценок, с учетом принятой схемы механизации и организации строительства; стоимость горных дренажных работ определяется по утвержденным прейскурантам или районным единичным расценкам; стоимость строительных работ — по прейскурантам и укрупненным сметным нормам; стоимость оборудования — по отпускным ценам заводов с учетом транспортных и заготовительно-складских расходов; стоимость монтажа оборудования — по укрупненным нормативам (в % от отпускной стоимости).

Сметы к рабочим чертежам составляются для уточнения стоимости строительства отдельных зданий и сооружений и являются основой для планирования работ строительной организации и расчетов за выполнение работы.

При этом уточнение сметой стоимости отдельных объектов разрешается в пределах общей стоимости строительства предприятия, установленной сводным сметно-финансовым расчетом. Увеличение стоимости отдельных объектов возможно лишь за счет использования сумм на непредвиденные затраты или за счет сокращения стоимости других объектов, достигнутого при рабочем проектировании.

§ 7. Порядок согласования, рассмотрения и утверждения проектно-сметной документации

В процессе выполнения технического проекта (к моменту его окончания) проектная организация должна провести и документально оформить согласование ряда принимаемых проектом решений с соответствующими заинтересованными ведомствами и организациями.

Согласования требуются по потребному размеру горного отвода и отчуждения территории под строительство промплощадки, отвалов, подъездных путей, автодорог, поселка и т. д.; по условиям и схеме примыкания к существующим сетям подъездных путей, автодорог, ЛЭП, линий связи, сантехнических сетей и сооружений; по условиям кооперирования с другими предприятиями, противопожарной безопасности и т. д.

Материалы согласования прикладываются к техническому проекту, направляемому на рассмотрение и утверждение.

Технический проект со сводным сметно-финансовым расчетом должен быть согласован с заказчиком и строительной организацией — генподрядчиком.

До утверждения проекты и сметы подвергаются государственной экспертизе:

при сметной стоимости 50 млн. руб. и выше — в Госстрое СССР; при сметной стоимости от 2,5 до 50 млн. руб. — в госстроях союзных республик, министерствах и ведомствах СССР.

По объектам, утверждаемым Советом Министров СССР, проекты на государственную экспертизу представляются после одобрения их соответствующим отраслевым государственным комитетом или Министерством СССР.

Проекты карьеров подвергаются специальной экспертизе по всем основным разделам (горная часть, транспорт, обогащение, организация строительства, сметно-финансовые расчеты и др.). В нужных случаях прибегают к экспертизе по вопросам осушения месторождения, инженерно-геологическому обеспечению горных работ, ремонтной и механической службам и др.

В зависимости от сметной стоимости объектов проекты их подлежат утверждению в следующих инстанциях:

а) при сметной стоимости 50 млн. руб. и выше — в Совете Министров СССР независимо от ведомственной подчиненности объектов;

б) по стройкам министерств и ведомств СССР сметной стоимостью от 1,5 до 50 млн. руб. — в соответствующих министерствах и ведомствах СССР;

в) по стройкам союзных республик сметной стоимостью от 2,5 до 50 млн. руб. — в Советах Министров союзных республик;

г) по стройкам союзных республик сметной стоимостью от 1,5 до 2,5 млн. руб. — в министерствах и ведомствах союзных республик.

Изменение основных показателей проектов допускается только в исключительных случаях и производится: по стройкам со сметной стоимостью от 2,5 до 50 млн. руб. — Советами Министров союзных республик (с согласия Госстроя и Госплана СССР), по стройкам со сметной стоимостью от 1,5 до 2,5 млн. руб. — министерствами и ведомствами союзных республик (с согласия Госстроя и Госплана союзной республики).

Проектным организациям предоставлено право авторского надзора и контроля при практическом осуществлении проекта в процессе строительства предприятия.

§ 8. Методы проектирования

Проектирование современных высокомеханизированных карьеров в условиях социалистической системы хозяйства основывается на научно-теоретических принципах, достижениях инженерно-технической мысли, опыте новаторов производства передовых предприятий и достижениях смежных отраслей народного хозяйства, поставляющих горным предприятиям совершенное и высокопроизводительное оборудование.

Интенсивное развитие открытых горных работ в Советском Союзе за последние четыре десятилетия способствовало быстрому накоплению и развитию научных и практических знаний в области открытых разработок, созданию научных основ проектирования по главным вопросам вскрытия, систем разработки, карьерного транспорта, отвальных работ и организации технологического процесса вскрышных и добычных работ.

Проектирование карьеров является сложным творческим процессом, поскольку выбор рациональных проектных решений связан с необходимостью одновременного комплексного учета большого числа факторов, влияние которых на исследуемый параметр или показатель зачастую имеет различный характер.

В процессе проектирования карьера в числе важнейших решений необходимо установить рациональные величины следующих технологических параметров:

размещение поля карьера в пределах месторождения, его размеры в плане и глубину;

режим горных работ карьера за период его существования;

режим работы и производственную мощность карьера по добыче и вскрыше;

высота и число одновременно отрабатываемых уступов, а также длина фронтов работ по добыче и вскрыше;

типы, рабочие размеры, производительность и количество основного технологического оборудования;

местоположение вскрывающих выработок и общую схему отработки поля карьера и т. д.

Ни один из этих вопросов в общем случае не может быть решен изолированно от других, поскольку в той или иной степени выбор решения по одному из них будет влиять на остальные.

Так, например, режим работы карьера и тип и количество машин тесно связаны между собой; в то же время они определяют производственную мощность карьера, которая, в свою очередь, влияет на его конечную глубину, конечная глубина карьера зависит от высоты и числа уступов и рабочих площадок (разнос бортов) и т. д.

Трудность объективного выбора рациональных решений в процессе проектирования карьера усугубляется также и тем, что в общем случае у проектанта в качестве известных неизменных исходных параметров имеются только материалы геологического отчета, довольно приближенно отражающие горногеологические условия залегания рассматриваемого месторождения.

Процесс проектирования заключается в постепенном приближении к наиболее рациональным решениям путем серии последовательных прикидок и расчетов, постепенно суживающих либо диапазоны колебаний искомой величины, либо число возможных вариантов решений.

Проектирование конкретных карьеров в ряде случаев существенно облегчается наличием естественных ограничений (например, размеров поля — по горногеологическим условиям), возможностью однозначных решений (например, выбор места заложения вскрывающих выработок — по условиям рельефа местности и подвода транспортных коммуникаций), а также фиксацией дополнительных исходных данных в задании на проектирование (например, тип оборудования — по его наличию, производственная мощность карьера — по объему потребления и т. д.).

Большое разнообразие задач, встречающихся при проектировании карьеров, а также различие характера и степени зависимостей между отдельными параметрами, приводит к необходимости использования различных методов в расчетных обоснованиях проекта. Все они являются разновидностями метода технико-экономического анализа и отличаются друг от друга различием методических приемов при решении отдельных задач, встречающихся в практике проектирования.

В развитии методов расчетных обоснований при научных исследованиях и проектировании карьеров большие заслуги принадлежат

отечественным ученым: акад. Л. Д. Шевякову, акад. Н. В. Мельникову, проф. Е. Ф. Шешко, проф. П. И. Городецкому, проф. Б. П. Боголюбову, проф. А. С. Фиделеву и др.

Большой вклад в совершенствование методов проектирования внесли инженеры проектировщики и производственники. На основе большого опыта проектирования и производства горных работ в разнообразнейших условиях они совершенствовали и уточняли расчетные методы, давали исходные материалы для научного разрешения горных задач и в ряде случаев ставили новые задачи перед горной наукой, машиностроением и производством.

В расчетных технико-экономических обоснованиях, используемых при решении задач, возникающих в процессе проектирования карьеров, могут быть выделены (с некоторой долей условности) следующие основные методы: **статистический, аналитический, графо-аналитический, графический и метод вариантов.**

Статистический метод заключается в использовании отчетных (статистических) данных или данных наблюдений для выбора наиболее вероятной величины искомого параметра. В качестве примера можно привести использование отчетных данных по стоимости 1 $м^3$ вскрышных работ при различных системах разработки и по стоимости подземной добычи полезного ископаемого для предварительного установления величины граничного коэффициента вскрыши и конечной глубины открытых работ.

При достаточно большом количестве данных с помощью методов математической статистики в ряде случаев удается получить приближенную математическую зависимость между искомой величиной и факторами, на нее влияющими. Так, например, приближенное значение веса роторных экскаваторов в зависимости от производительности и высоты уступа может быть установлено по эмпирическим формулам, полученным в результате обработки данных по ранее изготовленным или спроектированным машинам.

Достоинством этого метода является достаточная достоверность исходных данных и конкретность получаемых результатов.

Вместе с тем этот метод довольно трудоемок, так как для получения достаточно достоверных результатов требуется кропотливая обработка весьма большого количества исходных данных, зачастую трудно сопоставимых, поскольку получены они с разных предприятий, горнотехнические условия которых могут отличаться довольно существенно, так же как и способ определения параметра.

Кроме того, эти данные отражают лишь показатели прошлых лет, т. е. уже пройденный этап развития техники и экономики, и в ряде случаев не могут (без большого приближения) дать возможность прогноза на будущее, что как раз и требуется при проектировании нового предприятия.

Аналитический метод заключается в установлении функциональных аналитических зависимостей между исследуемыми величинами и отыскании оптимальных значений искомого параметра с использованием методов математического анализа.

В качестве критерия оптимальности решения обычно принимается либо условие минимума эксплуатационных или приведенных затрат на 1 *т* добычи, либо условие максимума экономии от применения открытых работ, отыскания максимума прибыли, минимума затрат энергии, трудоемкости или металлоемкости и др.

Аналитический метод имеет довольно широкое применение в расчетах параметров открытых горных работ.

В качестве примеров можно привести аналитический метод проф. П. И. Городецкого для определения рациональной глубины карьера по условию максимальной экономии от применения открытых работ и комплексный метод определения величины руководящего подъема капитальных траншей, предложенный проф. Е. Ф. Шешко.

Достоинством аналитического метода является то, что решение дается в общем виде. Благодаря этому имеется возможность анализа общего характера зависимости и степени влияния отдельных факторов на величину исследуемого параметра и при наличии уже установленной аналитической зависимости — относительной быстроты решения. При этом общий характер установленной зависимости остается неизменным и при других исходных величинах, благодаря чему в расчетах можно оперировать и с ожидаемыми перспективными показателями.

Аналитический метод не универсален, так как далеко не во всех случаях имеют место и могут быть получены функциональные зависимости.

Специфические условия, имеющие место при решении собственно горных задач, выражаются прежде всего в сложном характере залегания и форм месторождений, геометрически неправильном распределении в залежах полезных компонентов, разнообразии свойств полезного ископаемого и вскрышных пород, слагающих массив карьерного поля или отдельные уступы, и технологически сложной взаимосвязи производственных процессов в карьере.

Вследствие этого при решении горных задач часто трудно или невозможно установить достаточно точные математические зависимости между условиями залегания и элементами системы, с одной стороны, и технико-экономическими результатами разработки — с другой. Следовательно, трудно или невозможно в конкретных условиях находить оптимальные решения. Возникает необходимость в полной или частичной идеализации условий, в уподоблении залежей и массивов пород правильным геометрическим фигурам, в упрощении связей между отдельными операциями и процессами работ. Это уменьшает возможность правильно и до конца раскрыть объективно существующие закономерности, снижает точность и ценность результатов расчетов и ведет к тому, что расчетные формулы часто имеют узкое и главным образом методическое значение.

Аналитические приемы дают вполне удовлетворительные результаты только при решении отдельных частных задач, когда количество взаимосвязанных факторов ограничено, а сами связи поддаются несложному и удобному математическому анализу. Сюда можно

отнести вопросы определения производительности оборудования, транспортного обслуживания забоев и отвалов, отдельные задачи по определению границ карьера, схемы вскрытия, системы разработки и др.

Аналитическими приемами трудно получить в конкретных условиях удовлетворительные показатели по сложным вопросам вскрытия, подбора комплекса оборудования в связи с системой разработки, мощности проектируемого карьера, компоновки генерального плана и т. п. Тем не менее полезность аналитических решений в такого рода задачах также несомненна, так как они позволяют вскрыть характер объективно действующих закономерностей и облегчить практическое решение такого рода проектных задач.

Возможности и сфера применения аналитических методов в настоящее время значительно расширяются за счет использования вычислительной техники.

Аналитическое отыскание оптимальных решений страдает отсутствием наглядности, а иногда громоздкостью. В этих случаях используют **графо-аналитический метод,** сущность которого заключается в графическом отыскании экстремальных областей функций (например, метод проф. А. С. Фиделева по установлению рациональной глубины карьера).

При использовании аналитических и графо-аналитических приемов отыскания оптимальных решений имеют в виду, что в области экстремумов кривые функций имеют, как правило, довольно пологий характер, что дает возможность выбора значений искомой величины в довольно широких пределах без существенного изменения экономических показателей.

Графические методы находят широкое применение при геометрическом анализе условий разработки карьера, при решении вопросов выбора конечной глубины карьера, при анализе режима работ, вскрытия, порядка отработки поля, систем разработки с экскаваторной перевалкой вскрыши и т. д. Достоинством использования графических построений является наглядность и конкретность решений, основной недостаток — большая трудоемкость работ.

Метод вариантов является наиболее распространенным и практически универсальным в практике проектирования. Сущность его заключается в том, что по отдельным задачам (например, выбор схемы вскрытия, системы разработки, типа транспорта и т. д.) намечается и прорабатывается ряд наиболее вероятных вариантов решения, а выбор одного из них осуществляется на основании сопоставления технико-экономических показателей.

В качестве основных критериев для сравнительной оценки вариантов обычно принимаются: общие и удельные капитальные затраты (общие и первоочередные), эксплуатационные расходы, приведенные затраты, рентабельность, условия и сроки осуществления строительства и сроки окупаемости капитальных затрат.

Метод вариантов позволяет довольно полно и тщательно обосновать и выбрать стоимостные показатели, нормативы и единичные

расценки для конкретных условий каждого сравниваемого варианта или решаемой задачи. В этом он выгодно отличается от аналитических приемов, при которых такой учет затруднен или невозможен.

Наряду с наибольшей конкретностью и точностью этот метод является наиболее трудоемким. В отличие от аналитического метода в большинстве случаев он не позволяет выявить взаимозависимостей в рассматриваемых задачах, так как варианты обычно отличаются друг от друга большим числом переменных. При этом выбранный вариант в общем случае может и не быть наиболее рациональным, так как не исключена возможность, что рациональный вариант по каким-либо причинам не попал в число рассмотренных вариантов.

Сочетание метода вариантов, как основы, с аналитическим и графическим методом и с использованием ЭЦВМ для анализа и отыскания оптимальных решений в каждом намеченном варианте — наиболее плодотворный и эффективный путь проектирования открытых горных разработок.

§ 9. Применение вычислительной техники при планировании и проектировании открытых горных разработок

Математические методы исследования операций получили распространение при решении горноэкономических задач: исследовании вопросов размещения карьеров и определения их производственной мощности, выборе оптимального календарного плана открытых горных работ, выборе границ карьера и расположения поверхностных сооружений, а также установлении очередности эксплуатации его участков, размещении отвалов, определении оптимального плана перевозок, сочетания горного и транспортного оборудования и т. д.

Сложный характер залегания и форм месторождений, разнообразие свойств полезного ископаемого и пород, сложная взаимосвязь производственных процессов и проектных решений собственно горных задач обычно затрудняют использование средств математического анализа в конкретном проектировании. Часто трудно или невозможно установить достаточно точные математические зависимости между условиями залегания, с одной стороны, и элементами разработки и средствами механизации — с другой. Поэтому наука о проектировании горных предприятий до настоящего времени не относится к точным наукам. Преобладают качественные и приближенные количественные сопоставления с широким использованием методов вариантов. Причина этого — многообразие и громоздкость точных и оптимальных расчетов, а также конъюнктурность используемых экономических показателей.

Точные решения многих технико-экономических задач открытых горных работ при их многообразии и сложности взаимосвязей между горногеологическими и экономическими факторами в допустимые сроки обеспечивается применением электронных вычислительных машин. Научной основой оптимального планирования, управления

и проектирования являются экономико-математические модели различных процессов и карьера в целом.

Разработка экономико-математических моделей различных процессов открытой разработки и карьера в целом, методов их экономической оценки и критериев оптимизации является важнейшей задачей проектных работ.

При этом предварительно глубоко анализируются природные, технологические и экономические факторы и только после этого принимаются решения об использовании ЭЦВМ.

Экономические задачи разделяются на статические, в которых экономическая оценка решений производится только по величине затрат без учета времени их вложения, и динамические, при которых фактор времени производства работ и затрат играет существенную, часто определяющую роль, последние, наиболее сложные, целесообразно решать на ЭЦВМ.

Проектирование и эксплуатация карьеров сопровождается постоянным решением разнообразных горно-геометрических задач, лежащих в основе технических и экономических расчетов: при подсчете запасов полезного ископаемого, бортового содержания металла, объемов вскрышных пород в контурах отдельных блоков; при оконтуривании карьерных полей; при решении вопросов вскрытия, анализа режима горных работ и составлении календарных планов; при расчете элементов системы разработки и параметров выемочно-погрузочного оборудования, определении емкостей отвалов и отвальных тупиков, учете движения запасов и текущих объемов вскрышных и отвальных работ в процессе строительства и эксплуатации карьеров и т. д.

Трудности вычислений увеличиваются из-за обилия возможных вариантов, вследствие чего сокращается число рассматриваемых вариантов и снижается качество решений.

Кропотливый и тяжелый труд вычисления объемов, безусловно, может выполняться средствами вычислительной техники. Для решения таких задач на ЭЦВМ должен быть выбран способ представления исходных данных в памяти вычислительной машины, а также метод подсчета объемов и определения параметров горных работ, который зависит от способа изображения залежи, ее формы и строения.

Технологические процессы карьера должны удовлетворять двум основным требованиям: быть наиболее эффективными в конкретных горногеологических условиях и хорошо поддаваться автоматизации. Математическая интерпретация может быть развита как метод расчета схемы в период проектирования организации работ. Обычно технологические схемы работы машин могут быть описаны достаточно точно простыми уравнениями, составленными на основе расчетных схем-моделей.

Использование вычислительной техники позволяет определить оптимальную конфигурацию и протяженность фронта работ и осуществить поиск оптимального расположения экскаватора в зависимости от изменяющихся условий горных работ.

Эффективное использование ЭЦВМ для решения таких задач и внедрение автоматизации процессов задерживаются из-за недостаточной изученности или полного отсутствия математических описаний большинства технологических процессов открытых горных работ.

При проектировании и планировании работы больших и дорогостоящих объектов математическое описание процессов должно сопровождаться физическим моделированием. Применение методов физического моделирования возможно, если установлена аналогия, при которой моделируемый и моделирующий процессы описываются одними и теми же уравнениями. Для физического метода моделирования процессов необходимо также соблюдение принципа подобия, который, к сожалению, часто не соблюдается. Решение задач только методами физического моделирования или только математическим описанием возможно лишь в простейших процессах и невозможно при решении сложных или совместно протекающих процессов.

Большое значение имеют новые математические методы (метод Монте-Карло), позволяющие при практическом их применении использовать ЭЦВМ. Статистический характер этих методов согласуется со статистическим характером процессов производства, реализуемых многократным повторением определенных технологических циклов.

Статистическая модель процесса транспортирования горной массы от экскаватора средствами железнодорожного транспорта, реализуемая на электронной цифровой вычислительной машине, позволяет в короткий срок подробно исследовать эффективность обмена поездов и схемы путевого развития карьера. Получаемый на модели статистический материал заменяет весьма трудоемкий и сложный процесс накопления опыта путем изучения многих вариантов проекта. Очевидно, статистическому моделированию принадлежит будущее в изучении, анализе и проектировании технологических процессов открытых разработок.

Главной задачей проектирования является разработка технологических и технических основ комплексно механизированных и автоматизированных карьеров будущего. Единого решения для разнообразнейших природных условий здесь быть не может и в связи с этим возникает проблема создания научных основ проектирования карьеров на базе комплексной механизации и автоматизации основных и вспомогательных процессов.

§ 10. Достоверность и точность исходных данных

Весьма важную роль при анализе и выборе проектных решений играет достаточная достоверность и точность закладываемых в расчеты исходных данных.

Источником **горногеологических параметров** является геологический отчет, а также данные по специальным исследованиям гидрогеологических и инженерно-геологических условий месторождения.

Поскольку эти данные определяются природными условиями, а степень достоверности разведочных работ относительно невысока, горно-геологические параметры, хотя и принимаются постоянными для данного карьера, являются довольно приближенными и, как показывает практика, в ряде случаев существенно (до 10—15%) отличаются от фактических.

Организационно-технические параметры включают в себя исходные данные по режиму и организации работы карьера (длительность и число смен работы в сутки, число рабочих дней в году и т. д.), организационной структуре управления карьером. В отдельных случаях в качестве исходной задается также потребная производственная мощность карьера. Эти факторы регламентируются постановлениями, приказами и трудовым законодательством и в большинстве случаев не могут считаться постоянными на неопределенно долгий срок, а подлежат периодическому пересмотру. Отклонения в технических расчетах, вызываемые изменением организационно-технических факторов, могут достигать 10—15%.

К этой же группе относятся исходные технические данные по выпускаемым или намечаемым к выпуску машинам и установкам: рабочие параметры, производительность, вес, установленная мощность и т. д. Указанные параметры определяются общим уровнем и техническими направлениями в развитии машиностроения и достаточно часто уточняются при выпуске очередных партий оборудования.

Параметры принятых машин, естественно, являются практически постоянными в течение всего их срока службы, однако при длительном сроке службы карьера следует учитывать возможность последующего ввода более совершенных машин с лучшими параметрами и технико-экономическими показателями.

К стоимостным параметрам относятся данные по стоимости машин, оборудования, сооружений, материалов, энергии, по заработной плате, затратам на эксплуатацию машин, по стоимости выполнения отдельных видов работ и т. д.

Источниками для получения этих данных являются действующие ценники и прейскуранты, тарифные справочники и т. д., а также специально составляемые расчеты, калькуляции и единичные расценки.

Ряд исходных данных при предварительных проектных расчетах берется также на основании отчетных материалов по действующим или запроектированным карьерам.

Стоимостные параметры зависят от параметров первых двух групп, а также конъюнктурных экономических условий и поэтому наиболее подвержены изменениям во времени. Обычно окончательные экономические расчеты в проектах могут отличаться от действительных экономических результатов строительства и эксплуатации карьера на 5—10%. Расхождения более указанных появляются только в результате нечеткого проектирования или существенного изменения условий и технологии работ.

Таким образом, исходные данные, используемые в технико-экономических расчетах при проектировании, в подавляющем большинстве являются приближенными и изменяющимися во времени. Учет этих обстоятельств и правильная оценка исходных величин составляет одну из главных трудностей технико-экономического анализа.

В связи с этим результаты технико-экономических расчетов следует рассматривать как приближенные. Окончательный выбор решения может быть сделан лишь после тщательного дополнительного сопоставления рассматриваемых вариантов по технологическим и организационным условиям их осуществления, экономическая оценка которых не всегда бывает возможна.

Качество проекта в значительной степени зависит от знаний, опыта и искусства проектирующего. Однако во всех случаях при проектировании необходимо осуществлять режим экономии государственных средств, максимально возможное сокращение капитальных затрат и сроков строительства, повышать рентабельность производства. Необходимо изыскивать в процессе проектирования скрытые резервы производства, ориентироваться на новейшее оборудование и передовую технологию работ за счет технических и организационных мероприятий, повышать производительность труда и снижать себестоимость продукции.

Важнейшее значение при проектировании имеют мероприятия, направленные к сокращению сроков строительства карьеров, поскольку они способствуют ускорению оборачиваемости значительных государственных средств.

Таким образом, в обязанности проектировщика входит использование передового опыта, технико-экономического анализа и различных методик с целью достижения наилучших инженерных решений для создания современного высокомеханизированного и высокорентабельного горного предприятия.

Глава II

Определение устойчивых профилей бортов карьеров

§ 1. Общие сведения

Профиль борта карьера определяет общий объем вскрышных работ и существенно влияет на технологию горных работ.

Завышенная крутизна профиля вызывает деформации бортов карьера, ликвидация которых требует больших затрат. Развитие оползней, осыпей и обвалов может привести к невозможности дальнейшей разработки полезного ископаемого открытым способом. Уменьшение крутизны профиля борта ведет к большим дополнительным расходам на выемку вскрышных пород. Достаточно указать, что при уменьшении угла наклона борта такого карьера, как Сарбайский, на 3° необходимо дополнительно затратить 27 млн. руб. Занижение крутизны профиля не исключает деформаций бортов, поскольку в большинстве случаев деформации вызывает не общая неустойчивость борта, а наличие поверхностей и зон ослаблений: естественных (структурных) и появляющихся в результате ведения горных работ. По этим причинам при проектировании контуров карьеров необходимо не только рассчитать устойчивые профили бортов, но и указать специальные мероприятия по поддержанию открытых горных выработок.

Проектирование профилей бортов карьеров начинают с определения условий, влияющих на устойчивость откосов борта или его отдельных участков. Профиль борта может быть (рис. 1): плоский, вогнутый, выпуклый, ломаный, ступенчатый, комбинированный.

Каждый из перечисленных профилей имеет свои достоинства, недостатки, определенную область применения.

Наиболее часто в проектах применяется плоский профиль. При этом, как правило, физико-технические свойства пород, залегающих в прикарьерном массиве, усредняют. Отстройка плоского профиля и планирование технологических процессов достаточно просты. Однако для глубоких карьеров в неоднородных породах плоский профиль не экономичен по объемам вскрышных работ; при разнородных породах даже при значительном коэффициенте запаса устойчивости возникают деформации наиболее слабых пород; плоский профиль не позволяет учесть влияние различных сроков стояния



Рис. 1. Основные типы профиля бортов карьера

отдельных участков борта карьера и не соответствует перспективной технологии отработки глубоких месторождений.

Плоский профиль (рис. 1, *а*) целесообразен только для карьеров умеренной глубины в породах с близкими прочностными характеристиками в массиве.

Вогнутый профиль (рис. 1, *б*) не удовлетворяет условиям открытой разработки месторождений полезных ископаемых, за исключением карьеров небольшой глубины с малым сроком службы. Однако методика расчета вогнутого профиля лежит в основе методик расчета профилей другого типа, поскольку именно для вогнутого профиля созданы строгие математические методы расчета.

Выпуклый профиль наиболее экономичен по объему вскрышных работ и позволяет учитывать разницу в свойствах пород и срок службы отдельных участков карьера. Выпуклый профиль бортов соответствует современной технологии открытой разработки глубоких месторождений, когда верхние горизонты обычно выгодно отрабатывать с применением колесного транспорта.

В этом случае верхний пологий участок борта (до 30—35°) хорошо согласуется с конструктивным углом борта карьера при колесном транспорте. Область перехода пологой ветви на крутую, как правило, совпадает с границей экономической целесообразности применения колесного транспорта. Глубокие горизонты часто выгодно отрабатывать с применением подъемников, а более крутой участок профиля не требует значительных дополнительных работ для прокладки трассы под подъемники (рис. 1, *в*).

Выпуклый профиль более сложен для расчетов: применение ЭВЦМ позволяет разрешить трудности расчета.

Выпуклый профиль следует применять для карьеров глубиной более 150—200 *м* при наличии на нижних горизонтах твердых

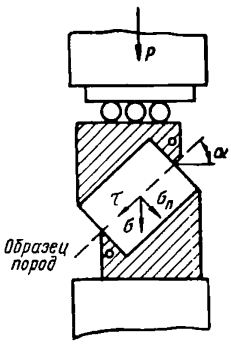


Рис. 2. Прибор для испытания образцов породы на срез

устойчивых пород и при небольшой разнице в физико-технических свойствах пород.

Ломано-выпуклый профиль бортов для карьеров применим (рис. 1, *г*) в редких случаях, когда породы верхних горизонтов значительно прочнее пород нижних горизонтов. Переломы профиля соответствуют зонам изменения прочностных показателей пород, срокам службы групп горизонтов или этапам углубления горных работ.

Ступенчатый профиль получается из плоского путем догрузки его объемом породы *ОБВ* (рис. 1, *д*). Такой профиль по сравнению с плоским обеспечивает уменьшение объема вскрышных работ и увеличение степени общей устойчивости борта. В некоторых случаях, используя методику построения ступени, можно получить выпукло-ломаный профиль. На площадке *БВ* целесообразно организовать перегрузочный пункт при комбинированном транспорте. Ступенчатый профиль рекомендуется при разработке верхних горизонтов карьера и доставке породы с них железнодорожным транспортом, а пород с нижних горизонтов — автомобильным.

Многоступенчатый профиль выгодно применять в действующих карьерах, спроектированных с плоским профилем бортов. Методику построения ступенчатого профиля можно использовать для построения выпуклого профиля (рис. 1, *е*).

В ряде случаев целесообразно использовать комбинированный профиль борта (рис. 1, *ж*). Наиболее удобно сочетание плоского профиля на верхних горизонтах и выпуклого — на средних и нижних.

При любом типе профиля действительный угол откоса α для плоского и приведенный угол $\alpha_п$ для всех других профилей с увеличением глубины разработки уменьшаются.

Во всех случаях для определения устойчивого профиля изучение строения борта и физико-механических свойств пород обязательно. Под строением борта понимается взаиморасположение различных типов пород, степень и характер трещиноватости, свойства контактов различных пород, наличие элементов ослаблений и их положение относительно проектируемых открытых выработок.

Основными показателями пород, используемыми в расчетах устойчивости бортов карьеров, являются величина сцепления C, угол внутреннего трения φ и объемный вес γ.

Для определения сцепления и угла внутреннего трения пород обычно используют график зависимости касательных и нормальных напряжений, получаемый при испытании образцов породы на срез. Для твердых пород часто применяют прибор, показанный на рис. 2.

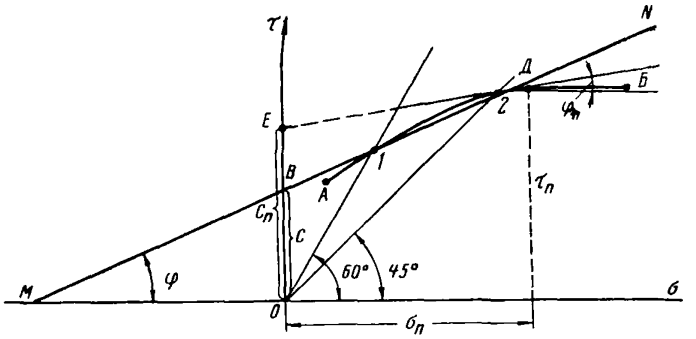


Рис. 3. График зависимости касательных и нормальных напряжений

Касательные и нормальные напряжения τ и σ_n подсчитываются по формулам:

$$\tau = \frac{P}{F} \sin \alpha;$$
$$\sigma_n = \frac{P}{F} \cos \alpha, \qquad (1)$$

где P — разрушающая нагрузка, $кГ/см^2$;

F — площадь плоского среза, $см^2$;

α — угол наклона плоскости среза, *град*.

Произведя срез под различными углами и получив ряд значений τ и σ_n, можно построить некоторую кривую $АБ$ (рис. 3). Если в какой-либо точке $Д$ проведем касательную, то угол между ней и осью σ будет равен углу внутреннего трения, а отрезок EO характеризует величину сцепления породы при значениях σ_n и τ, соответствующих точке $Д$. Таким образом, для различных значений σ_n и τ значения C и φ будут различными. Такое положение значительно усложняет расчеты устойчивости, поэтому обычно принимают линию AB за прямую. В этом случае достаточно определить τ и σ для двух значений α и построить прямую MN, которая образует с осью σ_n постоянный угол, равный углу внутреннего трения φ, а отрезок OB дает значение постоянного сцепления C. Аналогичные построения и допущения делают и для мягких пород, но при этом для величин C и φ следует указывать, при какой влажности пород они получены.

Глинистые породы разрушаются после фазы пластической деформации. Поэтому при расчете прочности глинистых пород следует учитывать только часть величины сцепления

$$C_у = aC, \qquad (2)$$

где a — коэффициент, характеризующий пластические свойства породы (для глин принимается 0,4—0,6, а для суглинков — 0,7—0,8).

Для определения прочности скальных пород обычно производят испытания образцов породы в лабораторных условиях, а затем путем оценки ослабляющих элементов находят прочность породы в массиве. У прочных пород величину сцепления можно определить по формуле

$$C=\frac{\sigma_{спс}}{2}\operatorname{tg}\left(45°-\frac{\varphi}{2}\right), \tag{3}$$

где $\sigma_{спс}$ — разрушающие усилия сжатия образца.

Для скальных трещиноватых пород прочность в массиве составляет только незначительную часть прочности породы в куске. Уменьшение прочности пород в массиве характеризует коэффициент структурного ослабления, равный отношению прочности породы в массиве к прочности в куске:

$$K_{ос}=\frac{C_м}{C_к}, \tag{4}$$

где $K_{ос}$ — коэффициент ослабления массива;

$C_м$ — сцепление породы в массиве;

$C_к$ — сцепление породы в куске.

Трещиноватость горных пород является основным фактором, влияющим на величину коэффициента ослабления (табл. 1).

Таблица 1

Зависимость коэффициента ослабления от степени трещиноватости пород

Степень трещиноватости	Характеристика трещиноватости пород	Значения $K_{ос}$	
		пределы	средние
1	Густая сеть трещин по всем направлениям, расслаивающая породу на отдельные несцементированные куски	0,0—0,1	0,0005
2	Густая сеть зияющих трещин по всем направлениям	0,001—0,02	0,005
3	Густая трещиноватость	0,01—0,04	0,02
4	Трещиноватость выше средней	0,04—0,08	0,06
5	Средняя трещиноватость (открытые и закрытые трещины через 20—30 *см*) . . .	0,08—0,12	0,1
6	Породы ниже средней трещиноватости . . .	0,12—0,3	0,2
7	Сеть глубоких трещин через 30—50 *см*, незначительное количество раскрытых трещин	0,3—0,4	0,35
8	Малотрещиноватые породы, закрытые трещины	0,4—0,6	0,5
9	Микротрещины почти отсутствуют	0,6—0,8	0,7
10	Монолитные породы без признаков трещиноватости	0,8—1,0	0,9

Сцепление пород в массиве находят при известном коэффициенте ослабления по формуле

$$C_м=K_{ос}C_к. \tag{5}$$

В некоторых случаях для пород 1-й и 2-й степени трещиноватости более надежно находить $C_м$ не по этой формуле, а принимать за показатели прочности массива значения C и φ материала, заполняющего трещины.

Значения основных показателей пород C, φ, γ в массиве зависят от величины статических нагрузок и изменяются с течением времени. Кроме того, возможны неточности при определении показателей. Поэтому при расчетах устойчивости вводят коэффициенты запаса. Коэффициенты запаса можно ввести в каждый расчетный показатель:

$$C_р = \frac{C_м}{K_с}; \quad \varphi_р = \frac{\varphi_п}{K_\varphi}, \tag{6}$$

где $\varphi_р$, $C_р$ — расчетные значения сцепления и углов внутреннего трения;

$\varphi_п$, $C_м$ — показатели без учета запаса;

$K_с$, K_φ — коэффициенты запаса.

Зная закономерность и амплитуду изменений C и φ, можно выбрать соответствующие значения коэффициента запаса. Однако в расчетах по устойчивости бортов карьеров предпочитают брать общий коэффициент запаса устойчивости, который равен отношению сил, удерживающих борт от разрушения, к величине разрушающих сил:

$$K_у = \frac{\sum_{уд.\ сил}}{\sum_{сд.\ сил}}. \tag{7}$$

Методика расчета удерживающих и сдвигающих сил представляет основу расчетов устойчивости откосов.

При определении устойчивых контуров необходимо учитывать время стояния борта карьера. Верхние зоны бортов карьера служат почти весь период отработки карьерного поля, а нижние зоны — значительно более короткий срок. Естественно, и коэффициенты запаса устойчивости борта по зонам должны быть различными, зависящими от времени стояния борта. Они могут быть вычислены по следующей формуле:

$$K_у = \sqrt[n]{\frac{T+b}{a}}, \tag{8}$$

где T — срок стояния зоны борта карьера, лет;

a и b — коэффициенты, зависящие от прочностных показателей пород;

n — показатель, зависящий от породы и механизма выветривания.

В табл. 2 приведены значения этих коэффициентов.

Для приближенных расчетов можно рекомендовать следующие коэффициенты запаса устойчивости: для краткосрочной службы (до 1 года) — 1,1—1,2, для среднесрочной (до 20 лет) — 1,2—1,5, для долгосрочной (более 20 лет) — 1,5—2,0, для векового стояния — 3 и более.

Таблица 2

Величины коэффициентов a, b и n в зависимости от характеристики пород и угла откоса борта

Характеристика пород	Углы откоса борта, *град*								
	от 10—15 до 30			30—60			более 60		
	a	b	n	a	b	n	a	b	n
Однородные хрупкие без ослаблений	1,2	0,9	6,0	1,17	0,92	5,2	1,15	0,95	4,8
Сплошные малотрещиноватые с малохрупкими связями	1,15	0,88	5,5	1,08	0,87	4,8	1,1	0,86	4,6
Сплошные трещиноватые с умеренно хрупкими структурными связями	1,05	0,84	5,0	1,03	0,82	4,6	1,05	0,8	4,2
Неоднородные блочного строения с большой неравномерностью распределения напряжений в массиве	1,05	0,8	4,5	1,02	0,75	4,3	1,0	0,7	4,0

Как показывают расчеты, устойчивые углы бортов карьера в зависимости от инженерно-геологических свойств и времени стояния бортов изменяются в значительных пределах (от 25 до 70°). Это особенно характерно для зон перехода от верхних разрушенных пород и наносов к более крепким ненарушенным породам.

§ 2. Определение устойчивых профилей карьеров

Определение устойчивых профилей карьеров базируется на определении ряда устойчивых профилей по геологическим разрезам, сделанным по возможности перпендикулярно к предельному положению бортов карьера. Известно большое количество способов расчета устойчивого профиля, однако ни один из них не является вполне точным и не учитывает всех факторов, влияющих на устойчивость бортов карьеров.

Горная порода в массиве не может быть отнесена ни к сыпучей, ни к сплошной упругой среде, а показатели прочности пород изменяются во времени и в пространстве. Большинство методов исходит из предположения о существовании в откосе борта наиболее вероятной поверхности скольжения, по которой может происходить сдвижение пород. Это — сложная криволинейная поверхность, нижний конец которой может выходить в подошве или какой-либо точке откоса. Для твердых пород при плоском или выпуклом профиле наиболее вероятен выход этой поверхности в точке нижней бровки откоса (точка O на рис. 1).

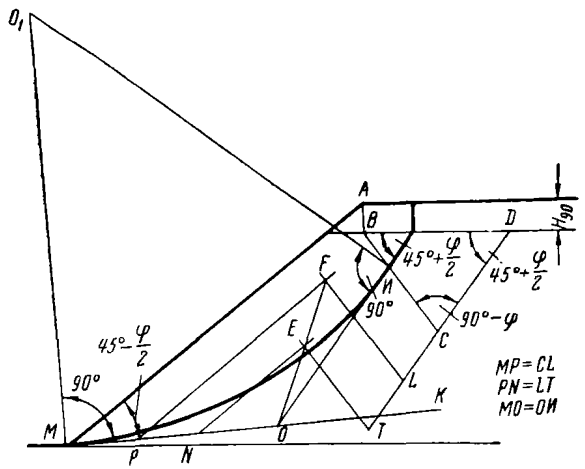


Рис. 4. Построение поверхности скольжения в однородных сыпучих породах

Для построения поверхности скольжения в породах, свойства которых близки свойствам однородной сыпучей среды, можно использовать способ Г. Л. Фисенко. Для этого от откоса борта проводится линия MK под углом $\left(45° - \frac{\varphi}{2}\right)$ к откосу (рис. 4). Продолжается линия DC, наклоненная к вертикали тоже под углом $\left(45° - \frac{\varphi}{2}\right)$. На линиях MK и DC от точек M и C откладываются по два равных отрезка: $MP = CL$ и $MN = CT$. Через их концы проводятся линии, параллельные AM и BC, до их взаимного пересечения в точках F и E. Линия EF продолжается до пересечения с MK в точке O. Через точку O проводится параллельно линии DC линия $OИ$. Из точек M и $И$ восстанавливаются перпендикуляры к касательным MK и $OИ$ до их взаимного пересечения в точке O_1, которая является центром отыскиваемой окружности.

По кривой скольжения определяют сдвигающие и удерживающие откос силы. Отношение этих сил дает значение коэффициента запаса устойчивости откоса.

Если массив горных пород принять за сплошную упругую среду, что допустимо при наличии скальных пород малой трещиноватости, а угол погашения борта задан, то для построения линии скольжения можно использовать математически обоснованный метод С. Н. Никитина.

В этом случае точку верхней бровки профиля принимают за начало координат (рис. 5). Затем по отношению $\operatorname{tg}\beta = a\operatorname{tg}\alpha$ строят угол β и вычисляют вспомогательную величину ε:

$$\varepsilon = \frac{1 + a\operatorname{tg}^2\alpha}{3\operatorname{tg}^2\beta\operatorname{tg}\alpha + 3\operatorname{tg}\beta + \operatorname{tg}^3\beta\operatorname{tg}^2\alpha + \operatorname{ctg}\alpha}, \qquad (9)$$

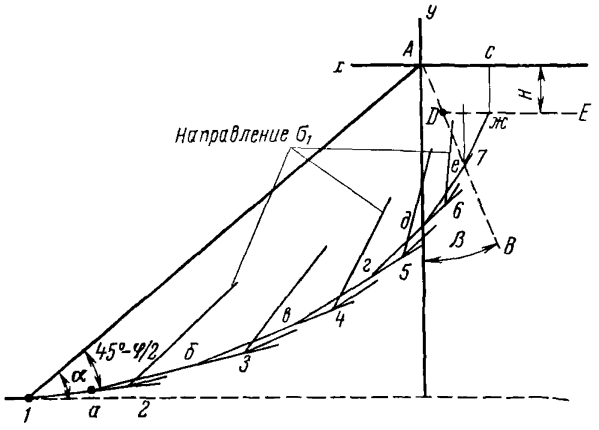


Рис. 5. Построение поверхности скольжения в породах, принимаемых за сплошную упругую среду

где a — коэффициент бокового распора, определяемый по формуле

$$a = \frac{\mu}{1-\mu}, \tag{10}$$

здесь μ — коэффициент Пуассона.

Построение начинают от нижней бровки откоса, в которой направление главного напряжения σ_1 совпадает с плоскостью откоса. Проведя из точки *1* линию под углом $\left(45° - \frac{\varphi}{2}\right)$, намечают на ней точку *2* на расстоянии, кратном 10 *м*, и вычисляют для нее компоненты напряжения σ_x, σ_y, τ_{xy}:

$$\left.\begin{aligned} \sigma_x &= a\gamma y + \gamma\varepsilon \operatorname{tg}^2\beta\,(x - y\operatorname{tg}\beta);\\ \sigma_y &= \gamma y + \gamma\varepsilon\,(x - y\operatorname{tg}\beta);\\ \tau_{xy} &= \gamma\varepsilon\operatorname{tg}\beta\,(x - y\operatorname{tg}\beta). \end{aligned}\right\} \tag{11}$$

Далее в точке *2* проводят направление σ_1, определенное по формуле

$$\operatorname{tg} 2\alpha = \frac{2\tau_{xy}}{\sigma_x - \sigma_y}, \tag{12}$$

где α — угол между наибольшим и нормальным напряжением.

Затем в точке *2* проводится касательная к площадке скольжения под углом $\left(45° - \frac{\varphi}{2}\right)$ к направлению σ_1 в этой точке. Через точку *2*, отмеченную на расстоянии 0,58 длины отрезка *1—2*, проводят касательную, параллельную к площадке скольжения в точке *2*. Анало-

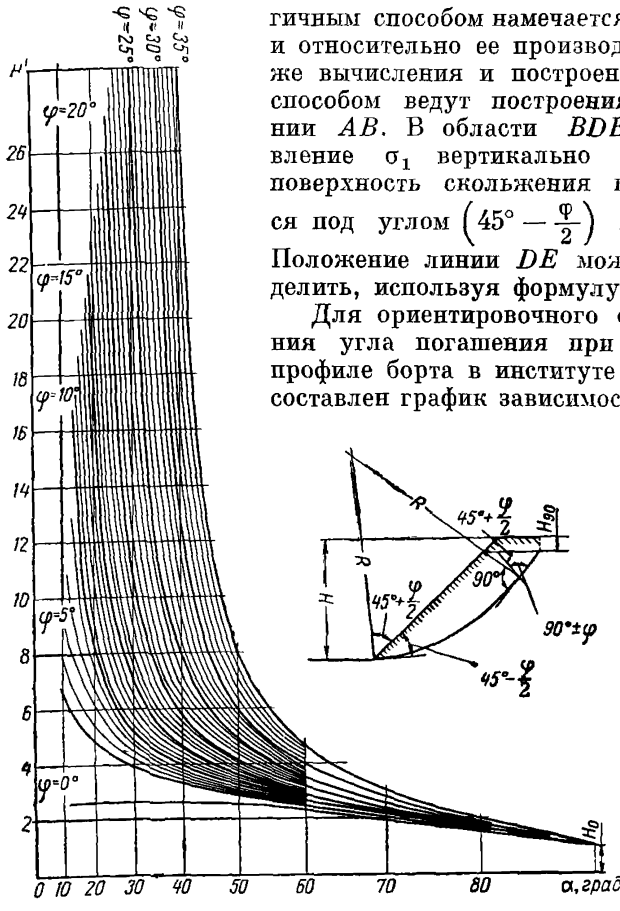


Рис. 6. График зависимости между высотой плоского откоса и его углом для различных значений

высотой откоса и его углом заложения. На графике по оси абсцисс отложены углы откоса, а по оси ординат — высота откоса (рис. 6).

При пользовании графиком сначала определяется масштаб графика

$$\frac{1}{M}=\frac{H_0}{H_{90}}.$$

Величина H_0 указана на графике, а величина H_{90} вычисляется по формуле

$$H_{90}=\frac{2C}{\gamma}\operatorname{ctg}\left(45^\circ-\frac{\varphi}{2}\right), \qquad (13)$$

где C — коэффициент сцепления пород;

γ — объемный вес пород;

φ — угол внутреннего трения.

Если известна высота борта и необходимо определить угол откоса борта карьера, то заданную высоту выражают в миллиметрах и делят на знаменатель масштаба. Полученную величину откладывают по оси ординат и проводят горизонталь до кривой заданного угла внутреннего трения. Чтобы найти искомый угол, из полученной точки на кривой опускают перпендикуляр на ось абсцисс.

С помощью графика можно решить и обратную задачу: по заданному углу определить высоту откоса.

Приемлемые результаты дает формула определения угла погашения борта М. А. Резникова:

$$\alpha = \operatorname{arctg} \frac{H\gamma}{2C \operatorname{ctg}\left(45° - \frac{\varphi}{2}\right) - H\gamma} \operatorname{tg} \varphi. \qquad (14)$$

Быстрый расчет плоского профиля борта можно произвести по номограмме В. Ф. Богацкого. Порядок определения устойчивого угла показан на рис. 7 стрелками.

Для построения экономически выгодного выпуклого профиля борта предложены способы, которые можно разделить на две принципиально разные группы. По методам первой группы отстраивают равноустойчивый откос при постоянных прочностных показателях пород; во второй группе методов борт получается выпуклым вследствие увеличения прочности пород и уменьшения срока службы горизонтов с углублением карьера. Расчеты по методам первой группы не позволяют, как правило, определить контуры, удобные при открытой разработке. Как показывает анализ, для реальных условий наиболее практичен и надежен способ послойного расчета с учетом изменений прочности пород, срока службы, с применением для отдельных по высоте зон борта методики расчета плоского профиля.

В этом случае весь карьерный массив в пределах рассчитываемого профиля разделяют на ряд слоев с близкими показателями свойств: для первого слоя с глубиной H_1 и сроком службы T_1, γ_1, C_1, φ_1; для второго слоя H_2, T_2, γ_2, C_2, φ_2 и т. д.; для последнего слоя H_n, T_n, γ_n, C_n, φ_n.

Для расчета угла погашения по первому слою, исходя из плана развития горных работ и средних нормативов отработки карьерного массива, определяют срок стояния откосов на верхних горизонтах (в простейшем случае для первого горизонта это будет полный срок службы карьера). Определив T_1, по формуле (8) подсчитывают значение K_y, а затем определяют по зависимостям (5) расчетные значения C_1 и φ_1. По значениям H_1, K_y, C_1, φ_1, γ_1 по одному из способов расчета плоского профиля определяют угол погашения по первому слою α_1 (рис. 8).

Для второго слоя сцепление, угол внутреннего трения и объемный вес подсчитываются как средневзвешенные значения для первого и второго слоя. Если величина сцепления скальной породы дается в куске, то, используя коэффициент ослабления, предварительно

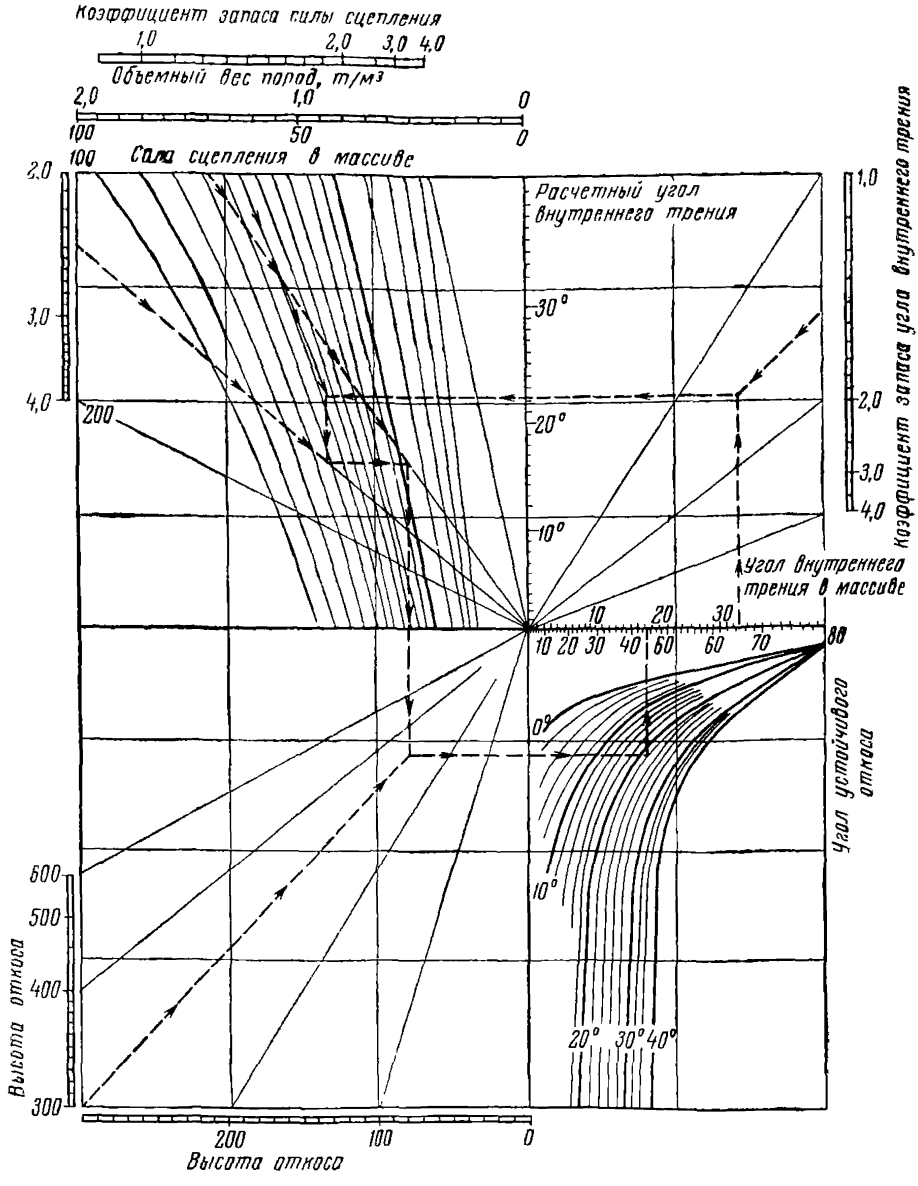


Рис. 7. Номограмма для определения угла устойчивого откоса плоского профиля борта карьера

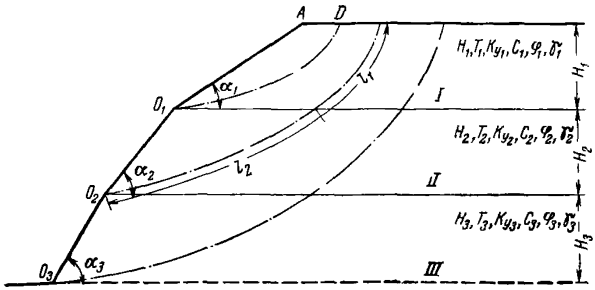


Рис. 8. Построение экономически выгодного ломано-выпуклого профиля борта карьера

по формуле (2) определяют значение сцепления для массива. Затем, подсчитав в зависимости от срока службы откоса O_2O_1 по формуле (8) значения K_{y_2}, определяют расчетное значение C_2 для второго слоя. Средневзвешенное значение сцепления при расчете угла α_2

$$C_{\text{ср}_2} = \frac{C_1H_1 + C_2H_2}{H_1 + H_2}. \tag{15}$$

Аналогично находят $\varphi_{\text{ср}_2}$, $\gamma_{\text{ср}_2}$, и по этим значениям определяют, используя методику расчета плоского профиля, угол α_2 для глубины $H_1 + H_2$.

Аналогичные расчеты проводят для третьего и последующих слоев, используя для определения расчетных показателей зависимости:

$$\left.\begin{aligned}
\gamma_{\text{ср. п}} &= \frac{\gamma_1H_1 + \gamma_2H_2 + \ldots + \gamma_nH_n}{H_1 + H_2 + \ldots + H_n};\\
C_{\text{ср. п}} &= \frac{C_1l_1 + C_2l_2 + \ldots + C_nl_n}{l_1 + l_2 + \ldots + l_n};\\
\varphi_{\text{ср. п}} &= \operatorname{arctg}\frac{l_1 \operatorname{tg}\varphi_1 + l_2 \operatorname{tg}\varphi_2 + \ldots + l_n \operatorname{tg}\varphi_n}{l_1 + l_2 + \ldots + l_n};\\
H_{\text{рас. п}} &= H_1 + H_2 + \ldots + H_n.
\end{aligned}\right\} \tag{16}$$

Опыт построений по указанной методике показывает, что при возрастании прочности пород с глубиной всегда получается ломано-выпуклый профиль. Если при построении верхние участки откосов получаются круче нижних, то лучше принять общий плоский профиль с расчетом по средним показателям или построить более экономичный ступенчатый профиль.

Для получения ступенчатого профиля сначала строят плоский откос, а затем поверхность скольжения OE_1 (рис. 9). На поверхности скольжения находят точку $Д_1$, обладающую тем свойством, что касательная к поверхности скольжения с горизонтальной линией

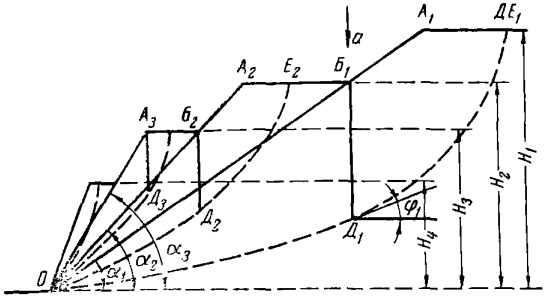


Рис. 9. Построение ступенчатого профиля борта карьера

образует угол φ_1, равный углу внутреннего трения породы, слагающей борт карьера. Если из точки $Д_1$ провести вертикаль до пересечения с плоским откосом, то всякая сила, приложенная в точке $Б_1$, вызывает сдвигающие и удерживающие силы. Всякая вертикальная сила, приложенная левее точки $Д_1$, вызывает удерживающие силы трения, по величине большие вызываемых этой силой сдвигающих сил. Очевидно, что угол погашения борта при меньшей глубине (а иногда и при большей прочности пород нижних горизонтов) будет больше. Поэтому для построения пригрузки необходимо для глубины H_2 построить для плоского профиля угол α_2. Пересечение линии OA_2 этого профиля с горизонталью из точки $Б_1$ и даст требуемые контуры пригрузки $OA_2Б_1$. При расчете угла следует учитывать также соответствующий срок службы горизонтов, примыкающих к откосу OA_2. Если на линии скольжения второй ступени OE_2 имеется точка $Д_2$, обладающая тем же свойством, что и точка $Д_1$, то на первой ступени можно построить вторую ступень $OA_3Б_2$, и т. д.

Если точка $Д_1$ при построении первой ступени выходит за пределы верхней бровки откоса, то выгодно отстроить выпуклый профиль. Для этого весь массив по горизонтали разделяют на слои, равные или кратные высоте уступа. Расчет углов α_1, α_2, α_3 производится для глубин H_1, H_2, H_3. Образующиеся ступени $0—1—а$, $0—2—б$ и т. д. (рис. 10) суммарно дают экономию по вскрыше. Анализ показывает, что после построения пригрузок поверхность скольжения несколько сдвигается вправо (линия OA_1 на рис. 10), а общий запас устойчивости значительно повышается. Поэтому при построении первоначального плоского профиля можно брать минимальный запас устойчивости.

Отстройку выпуклого профиля, как развитие ступенчатого, можно производить и без выхода точки D за пределы верхней бровки. При этом порядок построения совершенно одинаков с предыдущим случаем, но построение поверхностей скольжения не требуется. Нетрудно убедиться, что сдвигающие силы левой части общей

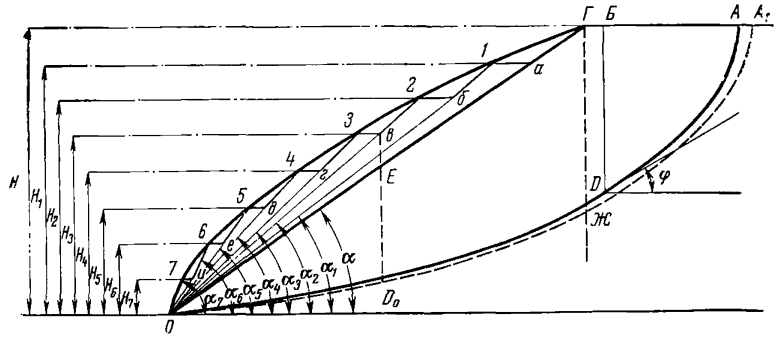


Рис. 10. Построение выпуклого профиля борта карьера

пригрузки *вЕГ* компенсируются удерживающими силами первой части пригрузки *вЕО*. Во всех случаях построения многоступенчатого профиля можно учесть время стояния отдельных горизонтов и изменения в прочности пород. Поэтому отстройка выпуклого профиля по ступеням является универсальным и эффективным способом профилировки бортов карьеров.

После отстройки профиля по одному разрезу производят аналогичные расчеты по всем разрезам. По найденным профилям строят устойчивые контуры карьера. В некоторых случаях для различных участков борта по периметру выгодно отстроить борт при различной профилировке. Например, если карьер умеренной глубины предполагается отработать с применением железнодорожного транспорта с тупиковой схемой трассы на одном борту, то транспортный участок борта можно отстроить по плоскому профилю, а все остальные сделать выпуклыми.

При наличии в породном массиве поверхностей ослабления вероятная поверхность скольжения проходит по ним частично или полностью.

При пересечении ослабленных поверхностей между собой расчет по ломаной поверхности скольжения целесообразно производить методом многоугольника сил.

Если угол заложения борта меньше 45°, можно пользоваться при расчетах устойчивости методом алгебраического сложения сил по плавной криволинейной поверхности скольжения. Призма, ограниченная поверхностью скольжения, разбивается на ряд блоков.

Условие устойчивости откоса

$$\frac{\sum \tau_{уд}}{\sum \tau_{сдв}} > 1. \qquad (17)$$

В случае криволинейной зависимости $\tau_{уд} = f(\sigma_n)$ значения $\tau_{уд}$ определяются непосредственно по паспорту прочности пород, а напряжения, возникающие в породах под действием веса вышележащей толщи, рассчитывают по формулам:

$$\sigma_n = h_i \gamma \cos^2 \alpha_1;$$
$$\tau_{сдв} = \frac{1}{2} h_i \gamma \sin 2\alpha_i, \tag{18}$$

где h_i — средняя высота блока;

α_i — угол наклона поверхности скольжения к горизонту в пределах блока.

Глава III

Геометрический анализ карьерных полей

§. 1. Основы геометрического анализа карьерных полей

При проектировании карьеров, а также при планировании развития горных работ на действующих карьерах необходимо устанавливать объемы добычных и вскрышных работ по годам и по этапам существования карьера. При этом горные работы должны рассматриваться в процессе их динамического развития с постепенным увеличением размера карьерной выемки, объемов выполненных работ и формы.

Карьер с конечным или с промежуточным положением его бортов является некоторым пространственным объемом заключенным между двумя топографическими поверхностями (рис. 11). Одна из этих поверхностей есть действительная топографическая поверхность участка земной поверхности, относящегося к карьерному полю. Другая поверхность возникает и развивается в результате производства открытых горных работ. Размер и положение этой поверхности меняются по мере ведения горных работ. Она перемещается в пространстве земной коры в соответствии с принятым порядком вскрытия и системой разработки. Обычно горные работы развивают так, чтобы следовать за залежью с целью максимального извлечения полезных ископаемых при возможно минимальных затратах труда и средств на вскрышные работы.

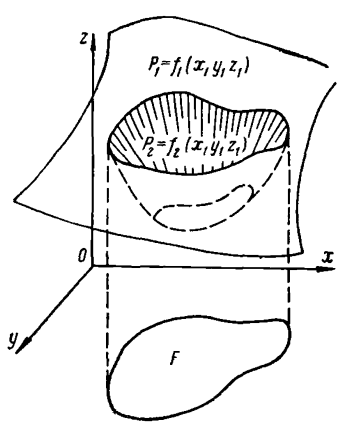


Рис. 11. Изображение объема карьера между двумя топографическими поверхностями

Объем выполненных горных работ в каждый момент времени может быть определен посредством интегрирования топографических поверхностей.

Изменение объема карьера с течением времени происходит от увеличения его глубины (по оси z), а также от расширения контуров в плане (по направлениям x и y) при разносе бортов.

Функция извлекаемого объема горной массы от времени обязательно непрерывна, а функции объема вскрышной породы и объема полезного ископаемого, как слагаемые функции горной массы, обычно также непрерывны, но могут быть и прерывными.

Аналитическое выражение этих функций можно найти только для простейших условий залегания. При сложных залежах неправильной формы и рельефе поверхности, отличном от равнины, функции можно найти графическими способами.

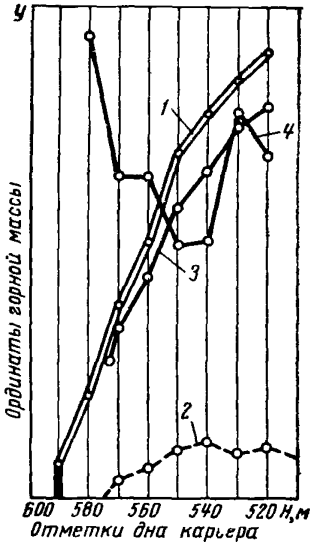


Рис. 12. График объемов горной массы *1*, полезного ископаемого *2*, вскрышных пород *3*, коэффициента вскрыши *4* (на единицу длины карьера)

Построить функции можно, если известно положение отдельных их точек, расположенных достаточно близко друг от друга. Для этого на чертежах, изображающих залежь и породы карьерного поля, наносится соответствующее количество промежуточных положений в развитии горных работ (этапов) и затем устанавливается для каждого из них значение функции.

При этом, нанося промежуточные положения горных работ, автоматически учитывают то, что приращение объемов происходит по определенному пространственному направлению, связанному со вскрытием и системой разработки. На графиках, изображающих функции объемов, в качестве независимой переменной по оси x может приниматься возрастающая глубина карьера для наклонных залежей или подвигание фронта работ для горизонтальных и пологих залежей (рис. 12).

Функции нарастания извлекаемых объемов горной массы и вскрышных пород позволяют найти вычитанием функцию нарастания объемов добываемого полезного ископаемого, их запасов по всем этапам работ и затем делением — функцию изменения показателя коэффициента вскрыши (см. рис. 12).

Главные геометрические характеристики карьерного поля, изображенные в виде функций, позволяют затем с учетом затрат на единицу вскрышных работ и единицу добычи построить функции расходов государственных средств, прибыли и т. п. по мере разработки месторождения для технико-экономической оценки различных вариантов проекта разработки и, в частности, для установления границ карьера и режима горных работ.

Для различных условий открытых горных работ и прежде всего для различных типов месторождений и карьерных полей единая методика построения упомянутых графиков отсутствует.

Опыт проектных и научных разработок данного направления дает возможность использовать достаточно большое количество разнообразных приемов и методик расчета геометрических характеристик карьерного поля применительно к отдельным типам месторождений и отдельным видам задач открытых горных работ.

Современные методы геометрического анализа карьерных полей основываются на использовании ЭЦВМ в основном по двум направлениям.

В первом направлении вычислительная машина используется как средство механизации расчетов. Это наиболее характерно для подсчета запасов, массовых расчетов объемов горных работ, классификации качественных свойств залежи и покрывающих пород по признакам и т. д.

Второе направление связано с решением задач геометрии движения, т. е. при направленном подсчете объемов для исследования режима горных работ. При этом варианты вскрытия, направления развития горных работ, конфигурации и способа подвигания фронта задаются проектирующим лицом. В этом случае ЭЦВМ может производить расчеты площадей этапов, объемов, коэффициентов вскрыши, длин фронта и т. д. по заданным направлениям. Быстродействие позволяет с достаточно малым шагом, а следовательно, и с высокой точностью исследовать большое количество вариантов режима. Оценка этих вариантов по количественным показателям может осуществляться вручную или посредством ЭЦВМ.

Сочетание опыта проектирующего лица с возможностью рассмотрения весьма большого количества вариантов позволяет принимать решения, весьма близкие к оптимальным, что благотворно сказывается на качестве проектирования.

Однако возможности ЭЦВМ на этом не ограничиваются. Алгоритмическая универсальность и высокое быстродействие современных вычислительных машин позволяют использовать принципиально новые методы проектирования, основанные на математических методах оптимального планирования. Их развитие означает, по существу, третье, принципиально новое направление использования ЭЦВМ.

Проектирующее лицо может математически сформулировать задачу и ограничивающие условия, а выбор оптимального варианта и условий его получения будет производить ЭЦВМ.

Например, ставится задача выбрать такой порядок отработки карьерного поля, при котором обеспечиваются оптимальные показатели открытой разработки и соблюдаются определенные ограничивающие условия технологического порядка. В этом случае в результате расчетов на ЭЦВМ могут быть получены для отдельных этапов разработки положения фронта горных работ, соответствующие оптимальному критерию оценки.

Очевидно, эти направления могут успешно дополнять друг друга и их умелое использование может принести значительный эффект в создании проектов.

Процесс подготовки исходных данных и вычисления объемов на электронных цифровых вычислительных машинах имеет свои специфические особенности.

В первую очередь решение задачи должно быть формализовано, т. е. составлен алгоритм вычислений, представляющий собой совокупность аналитических и логических операций, переводящих за конечное число шагов исходные данные в конечные результаты.

Исходными данными для вычислений на ЭЦВМ служат графические материалы, которые должны быть преобразованы в числовую форму для ввода в вычислительную машину согласно требованиям, предъявляемым алгоритмом вычислений.

При направленном подсчете объемов многократное повторение расчетов по одному алгоритму для множества вариантов заставляет держать в памяти вычислительной машины математическую модель месторождения, по которой производятся все расчеты. Задание вариантов развития горных работ предполагает математическое описание каждого рассматриваемого положения горных работ и процесса перехода от одного положения к другому.

При выборе оптимального развития горных работ необходимо разработать метод поиска оптимальных положений фронта, алгоритмы автоматического подвигания фронта, математически сформулировать ограничивающие условия и т. д.

В настоящее время еще не все горно-геометрические задачи могут решаться посредством ЭЦВМ из-за неразработанности типовых методик. В силу этого все еще широко используются обычные методы геометрического анализа карьерных полей. Некоторые из них описываются ниже.

§ 2. Геометрический анализ карьерных полей при горизонтальных и пологих залежах посредством ЭЦВМ

Метод расчета текущих объемов горных работ. Для анализа изменений текущих объемов на электронных цифровых вычислительных машинах необходимо установить аналитическое выражение зависимости текущих объемов вскрышных и добычных работ и коэффициентов вскрыши от положения фронта горных работ в конкретных горногеологических условиях.

На рис. 13 показаны в плане два последовательных положения криволинейного фронта горных работ в виде кривых $K - 1$ и K. Конфигурация фронта при ведении горных работ изменяется за счет того, что каждый элемент фронта проходит путь неодинаковой протяженности. В процессе перемещения фронта изменяется и площадь рабочей зоны карьера (площадь поверхности откосов рабочих уступов). При достаточно спокойном рельефе дневной поверхности и кровли полезного ископаемого для вычисления объемов и

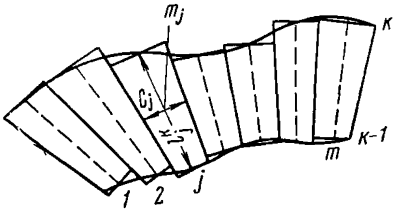


Рис. 13. Изменение кривизны фронта горных работ

коэффициентов вскрыши площадь рабочей зоны можно заменить площадью вертикального сечения карьера по линии фронта. В плане на рис. 13 эта площадь изображается линией фронта.

Площадь рабочей зоны можно представить как сумму конечного числа элементарных площадок, имеющих высоту m_j и ширину C_j.

Объем горных работ, заключенный между линиями фронта, в этом случае может быть вычислен по приближенной формуле

$$V_к = \frac{1}{2}\left(\sum_{j=1}^{j=m} m_j^{к-1} C_j^{к-1} l_j^к + \sum_{j=1}^{j=m} m_j^к C_j^к l_j^к\right). \qquad (19)$$

На графике изменения текущих объемов (рис. 14) в качестве ординат откладываются площади этапов, средневзвешенные по длине пути, проходимому каждой элементарной площадкой:

$$y_к = m \frac{\sum_{j=1}^{j=m} m_j^к C_j^к l_j^к}{\sum_{j=1}^{j=m} l_j^к}. \qquad (20)$$

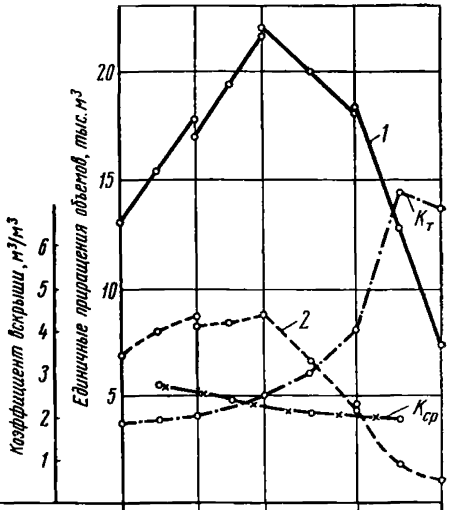


Рис. 14. График изменения текущих объемов работ при криволинейном фронте:
1 — вскрыши; *2* — полезного ископаемого

Длина этапа $L_{ср}$, м	350	317	425	395
Объем полезного ископаемого, тыс. м³	5520	5380	5580	1780
Объем полезного ископаемого нарастающим итогом, тыс. м³	5520	10900	16480	18260
Объем вскрыши, тыс. м³	10750	12286	17037	10089
Объем вскрыши нарастающим итогом, тыс. м³	10750	23036	40073	50162

Расстояние между этапами равно

$$l_{ср}^{к}=\frac{\sum_{j=1}^{m} l_j^{к}}{m}. \qquad (21)$$

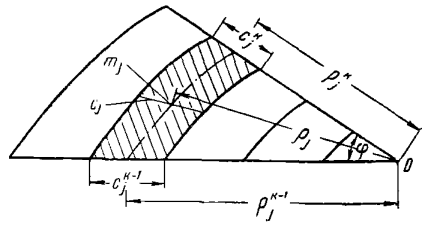


Рис. 15. Веерное продвигание прямолинейного фронта

При веерном перемещении фронта расстояния между элементарными площадками измеряются по дуге (рис. 15). Для упрощения расчетов количество площадок на соседних линиях фронта принимается различным, а ширина площадки постоянной. Объемы вычисляются по формуле

$$V_к=\frac{C\varphi}{2}\left(\sum_{j=1}^{m_{к-1}} m_j^{к-1}\rho_j^{к-1}+\sum_{j=1}^{m_к} m_j^{к}\rho_j^{к}\right), \qquad (22)$$

где $\rho_j^{к-1}$, $\rho_j^{к}$ — расстояние от центров элементарных площадок на $к-1$ и $к$ линиях до точки поворота.

При параллельном перемещении прямолинейного фронта объемы вычисляются по формуле

$$V_к=\frac{Cl_к}{2}\left(\sum_{j=1}^{m_{к-1}} m_j^{к-1}+\sum_{j=1}^{m_к} m_j^{к}\right), \qquad (23)$$

где $l_к$ — расстояние между линиями фронта.

Математическое моделирование горизонтальных и пологих месторождений. Планирование горных работ производится на базе имеющейся геолого-маркшейдерской документации. Планы, разрезы и профили являются графической моделью месторождения, на которую наносятся положения горных работ и по которой производится вычисление объемов.

Аналогично этому при решении разнообразных горно-геометрических задач на электронных цифровых вычислительных машинах в памяти машины должна быть записана модель месторождения, отображающая геометрические и качественные свойства залежи полезного ископаемого и пород, которая, в отличие от графической модели, называется математической моделью месторождения.

Наиболее универсальным является моделирование месторождений по методу ближайших точек. В основе построения модели лежит аппроксимация топографических поверхностей совокупностью плоскостей, проходящих через каждые три точки поверхности.

Определение значений мощности пласта, вскрыши или других показателей в какой-либо точке карьерного поля с координатами x_j;

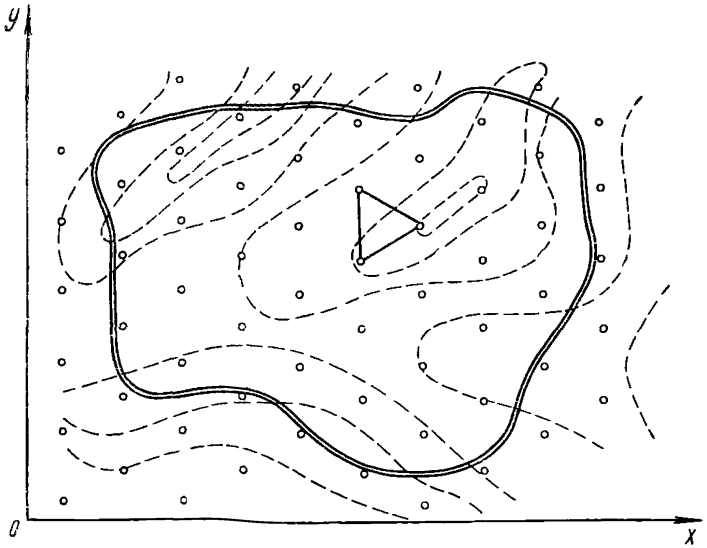


Рис. 16. Схема построения модели месторождения

y_j производится путем линейной интерполяции по значениям этих показателей в трех ближайших точках модели

$$\begin{vmatrix} x_j - x_1 & y_j - y_1 & z_j - z_1 \\ x_2 - x_1 & y_2 - y_1 & z_2 - z_1 \\ x_3 - x_1 & y_3 - y_1 & z_3 - z_1 \end{vmatrix} = 0, \qquad (24)$$

где x_1, x_2, x_3, y_1, y_2, y_3 — координаты ближайших точек модели;
z_1, z_2, z_3 — параметры ближайших точек модели (отметки, мощности и т. д.).

Подготовка модели месторождения производится следующим образом. На кальке изготавливается палетка, точки которой являются вершинами равносторонних треугольников. Палетка накладывается на план карьерного поля так, чтобы направления рядов точек соответствовали направлениям осей выбранной основной системы координат. Для каждой точки выписываются на бланке координаты x, y, значения мощности вскрыши, пласта, абсолютные отметки и другие интересующие нас показатели.

Последовательность чередования точек на бланке может быть любой, необходимо только, чтобы порядок записи показателей был одним и тем же: например x, y, M, m. Точки модели, в которых выписываются параметры, должны полностью покрывать карьерное поле (рис. 16).

Подготовленный таким образом числовой материал вводится в запоминающие устройства вычислительной машины. Помимо этого в качестве дополнительной константы служит общее количество точек N модели месторождения.

Для вычисления значений показателей в любой точке карьерного поля с известными координатами x_j, y_j вычислительная машина отыскивает три ближайшие точки модели месторождения по несложному алгоритму.

Поочередно вычисляются квадраты расстояний от заданной точки карьерного поля до каждой точки модели

$$R_\xi^2 = (x_j - x_\xi)^2 + (y_j - y_\xi)^2. \quad (25)$$

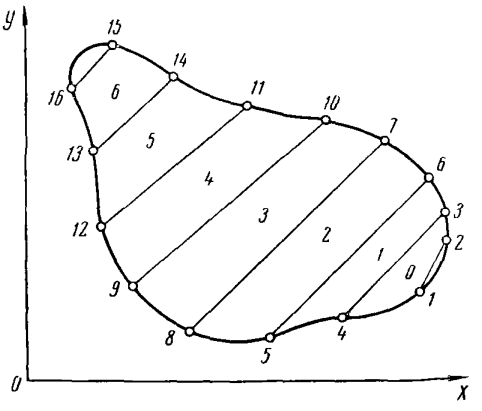


Рис. 17. Схема моделирования границ карьера

Индекс ξ изменяется от 1 до N.

Из всей совокупности величин R_ξ^2 отбираются три наименьших значения.

Основным достоинством модели месторождений, использующей принцип ближайших точек, является компактность, возможность добиваться любой точности аппроксимации топографических поверхностей за счет сгущения количества точек палетки и простота алгоритма.

Моделирование границ карьерного поля. При решении разнообразных горно-геометрических задач открытой разработки посредством ЭЦВМ математическое моделирование месторождений производится в пределах карьерного поля. В силу этого необходимо моделировать контур карьера с целью ограничения области карьерного поля.

Для этих целей наиболее универсальным и простым является принцип аппроксимации линии контура ломаной, проходящей через отдельные точки этой линии; путем сгущения точек может быть достигнута любая степень точности аппроксимации.

Разделим площадь карьерного поля на выпуклые четырехугольники с непересекающимися сторонами (рис. 17). Количество четырехугольников определяется с необходимой точностью, с которой совокупность четырехугольников заменяет область карьерного поля. Очевидно, если какая-либо точка принадлежит хотя бы одному четырехугольнику, то она принадлежит и всей области, ограниченной ломаным контуром карьерного поля. Перенумеруем точки ломаного контура в порядке обхода вершин четырехугольников так, как показано на рис. 17.

Координаты вершин четырехугольников заносятся в табл. 3 и кроме этого выписывается количество четырехугольников N.

Таблица 3

Форма записи координат четырехугольников

Координаты вершин и количество четырехугольников	Порядковый номер вершины															
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16
x	x_1	x_2	x_3	x_4												
y	y_1	y_2	y_3	y_4												
$N=7$																

Очевидно, первые четыре столбца таблицы соответствуют четырехугольнику $i = 0$; 3—6-й столбцы — четырехугольнику $i = 1$ и т. д.

Такой порядок записи точек контура карьера обеспечивает компактность моделей и простой способ формирования четырехугольников.

Принадлежит ли j-я точка данному четырехугольнику, проверяется следующим образом. Известно, что центр тяжести выпуклого четырехугольника всегда лежит внутри контура, ограниченного его сторонами. Уравнения сторон имеют вид:

$$\begin{vmatrix} y-y_1 & x-x_1 \\ y_2-y_1 & x_2-x_1 \end{vmatrix}=0; \quad \begin{vmatrix} y-y_2 & x-x_2 \\ y_3-y_2 & x_3-x_2 \end{vmatrix}=0;$$
$$\begin{vmatrix} y-y_3 & x-x_3 \\ y_4-y_3 & x_4-x_3 \end{vmatrix}=0; \quad \begin{vmatrix} y-y_4 & x-x_4 \\ y_1-y_4 & x_1-x_4 \end{vmatrix}=0. \tag{26}$$

Координаты центра тяжести четырехугольника могут быть вычислены по значениям координат его вершин:

$$x_{\text{ц}}=\frac{\sum_{i=1}^{y} x_i}{4}; \quad y_{\text{ц}}=\frac{\sum_{i=1}^{y} y_i}{4}. \tag{27}$$

В уравнение каждой стороны четырехугольника подставляются поочередно координаты точки центра тяжести и координаты точки фронта. Знаки, получаемые при обоих решениях уравнения одной стороны сравниваются. Точка фронта лежит внутри четырехугольного контура в том случае, если знаки совпали для каждой стороны. Если при решении хотя бы одного уравнения получены разные знаки, точка фронта находится вне контура.

Математическое моделирование развития горных работ. При направленном подсчете объемов карьерное поле расчленяется на отдельные последовательные этапы линиями фронта, в пределах которых и подсчитываются объемы.

Последовательные положения фронта горных работ, изображаемого линией, можно определить различными методами, зависящими от конфигурации фронта и закона его перемещения. Наиболее универсальным, хотя и наиболее трудоемким, является определение

линии фронта координатами ее отдельных точек. От количества точек зависит точность воспроизведения конфигурации фронта и измерения его длины.

1. *Порядок подготовки модели криволинейного фронта следующий*:

а) На плане карьерного поля, изображенного в системе координат XY, именуемой в дальнейшем основной, согласно исследуемому порядку развития горных работ вычерчиваются линии фронта (рис. 18).

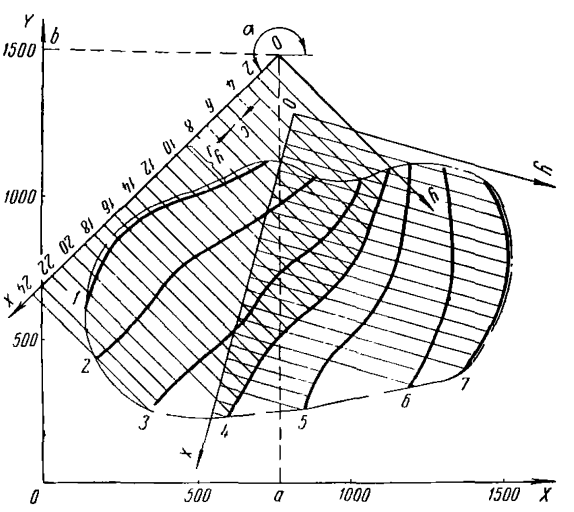


Рис. 18. Моделирование криволинейного фронта

б) На кальке заготавливается вспомогательная система координат xy, на которой проведены прямые, параллельные оси Oy с интервалом c. Количество линий m должно соответствовать максимальной длине фронта карьера.

в) Калька накладывается на план так, чтобы ось Ox была направлена по протяжению фронта в первых двух или более положениях. Во избежание погрешностей в дальнейших вычислениях угол между каким-либо участком фронта и осью Ox по возможности не должен превышать 40—45°.

г) На каждой из прямых (1, 2, 3,. . ., j,. . ., m) вспомогательной системы координат измеряются расстояния от оси Ox до точек пересечения с первой линией фронта. Эти расстояния, являющиеся ординатами точек фронта, выписываются на специальный бланк (табл. 4). Если какая-либо прямая не пересекает линию фронта, в соответствующей строке бланка проставляется 0.

д) Таким же образом выписываются ординаты точек на тех линиях фронта, для которых была ориентирована вспомогательная система.

е) Калька со вспомогательной системой координат ориентируется для следующей группы положений фронта. При этом первая линия фронта новой группы является последней линией предыдущей группы и в итоге записывается дважды (см. рис. 18 и табл. 4). На бланке выписываются координаты точек фронта для нового положения вспомогательной системы координат.

ж) Каждая группа точек фронта характеризуется положением вспомогательной системы координат в основной системе. Координаты начала вспомогательной системы в основной системе координат и угол поворота осей, измеренный против часовой стрелки,

Таблица 4

Форма бланка для записи координат точек фронта

Координаты		Номер линии фронта							
		1	2	3	4	4	5	6	7
Ординаты	1	0000	0000	. . .	0530	0000	. . .	. . .	. . .
	2	0000	0000	. . .	0570	0350	. . .	. . .	. . .
	3	0000	0000		—	—			
	4	0000	0390		—	—			
	5	0000	0385		—	—			
	6	0230	0385		—	—			
	7	0200	0376		—	—			
		. . .	. . .		—	—			
	20	0120	0320		0790	0090			
	21	0150	0325		0000	0080			
	22	0000	0380		0000	0070			
	23	0000	0335		0000	0000			
	24	0000	0336		0000	0000			
Координаты начала вспомогательной системы координат		223,5	—	—	—	254,0	—	—	—
		0820	—	—	—	0860	—	—	—
		1505	—	—	—	1300	—	—	—
Код		—				—			

$W = 0010$
$m = 24$
$C = 0050$

выписываются на бланке в столбце первой линии фронта каждой группы (табл. 4). В этих столбцах в последней строке бланка проставляется код (—).

з) Вспомогательные константы, характеризующие модель развития горных работ, количество заполненных на бланке столбцов W, максимальное количество точек на линии фронта m и интервал между точками c, выписываются отдельно.

и) Числовой материал раздельно по столбцам переносится с бланка на перфоленту или на перфокарты и используется в дальнейшем при решении задачи.

По подготовленной таким образом цифровой модели развития горных работ можно однозначно определить положение каждой точки любой линии фронта в основной системе координат.

Действительно, порядковый номер линии фронта определяется номером столбца бланка и количеством отдельных положений вспомогательной системы координат.

Ордината y_j точки фронта во вспомогательной системе записана на бланке. Абсцисса x_j точки фронта определяется номером строки

бланка j и интервалом c между линиями вспомогательной системы ($x_j = jc$).

Зная координаты начала вспомогательной системы в основной системе координат и угол поворота осей, по известным формулам перехода можно вычислить координаты точки фронта в основной системе XY, или, наоборот, перевести координаты любой точки из основной системы во вспомогательную.

Пользуясь значениями ординат y_j, можно определить расстояния между серединами элементарных площадок соседних фронтов для вычисления площадей этапов и объемов горных работ

$$l_j = \frac{y_j^{\text{к}} - y_j^{\text{к}-1} + y_{j-1}^{\text{к}} - y_{j-1}^{\text{к}-1}}{2}. \qquad (28)$$

Ширина элементарной площадки c_j в зависимости от ее положения может принимать различные значения.

На участках, где прямые вспомогательной системы пересекают обе соседние линии фронта (на рис. 18 для 1-й и 2-й линий фронта участки, ограниченные прямыми 6—21), $c_j = c$.

На участках, где прямые не пересекают линии фронта, а на бланке (табл. 4) вместо значения ординаты стоит O (на рис. 18 для 1-й линии фронта площадки, отсекаемые прямыми *4*, *5*, *6* и *21*, *22*, *23* и *24*), $c_j = 0$.

На участках, где прямые пересекают только одну из двух линий фронта, координаты $x_{\text{р}}$ и $y_{\text{р}}$ принадлежат крайним точкам на противоположной линии фронта. На рис. 18 величина c_j вычисляется на 2-й линии фронта для участков, отсекаемых прямыми *4*, *5*, *6*, а также *21*, *22*, *23*, *24*. Координаты $x_{\text{р}}$ и $y_{\text{р}}$ принадлежат точкам *6* и *21* на 1-й линии фронта.

В этом случае величина c_j является основанием треугольника с вершиной в точке ($x_{\text{р}}$; $y_{\text{р}}$) и высотой $l_j = \frac{y_j + y_{j-1}}{2} - y_{\text{р}}$. Числовой материал с бланка записывается во внешние запоминающие устройства вычислительной машины так, что точки каждой линии фронта образуют отдельную зону. Количество ячеек в каждой зоне одинаково и рассчитано на максимальное количество точек фронта.

В процессе вычислений числовой материал очередной зоны переписывается в оперативное запоминающее устройство машины, в котором отводятся две группы ячеек для параметров точек двух соседних линий фронта.

Зная номер точки по линии фронта, можно сформировать адреса ячеек, в которых находятся координаты этой точки и соответствующей точки на соседней линии.

Таким образом обеспечивается возможность поочередной выборки координат точек фронта и определение нужных показателей в этих точках по модели месторождения.

2. *Порядок подготовки модели прямолинейного фронта при параллельном и веерном перемещении.* Трудоемкость моделирования развития горных работ может быть значительно снижена путем задания

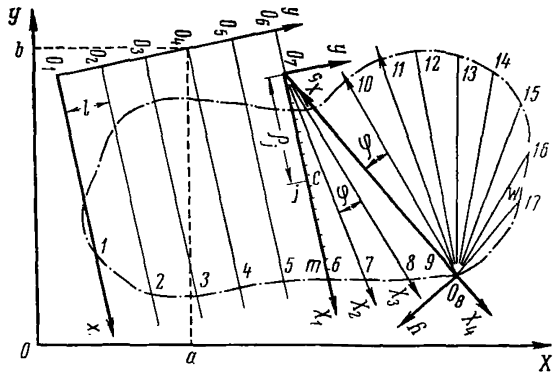


Рис. 19. Моделирование прямолинейного фронта

отдельных положений фронта уравнением прямой. Если решение задачи предусматривает определение координат отдельных точек на линии фронта, т. е. при использовании моделей месторождений, построенных методом ближайших точек, целесообразен следующий способ определения положений фронта горных работ. На рис. 19 показан контур карьерного поля в основной системе XY. Линии *1*, *2*, *3*,. . ., *17* изображают последовательные положения фронта в исследуемом варианте развития горных работ. При подготовке модели ось Ox вспомогательной системы координат совмещается последовательно с каждым положением фронта. При параллельном перемещении фронта точка O вспомогательной системы располагается на произвольном расстоянии от контура карьера. При веерном перемещении точка O должна совпадать с центром поворота фронта. Координаты начала вспомогательной системы в основной системе и угол поворота осей выписываются на бланке отдельно для каждого положения фронта (табл. 5).

Таблица 5

Координаты системы и углы поворота осей

Координаты системы	Номер линии фронта										
	1	2	3	...	6	6*	7	8	9	9*	10
α . . .	282	282	282	. . .	282	282	292	302	312	13,05	120,5
Код	(—)	0	0	. . .	. . .	(—)	0	0	0	(—)	0
a . . .	0105	0303	0500	. . .	1080	1140	1140	1140	1140	1900	1900
b . . .	0980	1020	1060	. . .	1180	1000	1000	1000	1000	0325	0325

При этом необходимо соблюдать следующее правило, обусловленное различием способов вычисления объемов при параллельном и веерном подвигании. При переходе от параллельного подвигания

к веерному и наоборот, а также при переносе центра поворота веерного фронта очередное положение оси Ox вспомогательной системы должно вновь совмещаться с линией фронта, находящейся на границе перехода. На рис. 19 на границе перехода от одного вида подвигания фронта к другому находятся линии *6* и *9*. С линией *6* сначала совмещается ось O_6x_1, а затем ось O_7x_1, а с линией *9* соответственно оси O_7x_4 и O_8x_5.

На бланке для первой линии фронта каждой группы проставляется код (—), сигнализирующий о наличии перехода.

Каждая тройка чисел и код с бланка переносятся на перфоленту или перфокарту и вводятся в вычислительную машину. Кроме этого записываются в памяти машины константы l и φ, характеризующие интервалы между соседними линиями фронта. Таким образом, уравнение каждой линии фронта во вспомогательной системе координат имеет вид $y = 0$.

Положение точки на линии при этом однозначно определяется координатой $x_j = jc$. Следовательно, для определения точки на линии фронта нужно знать ее порядковый номер при счете от оси ординат. При этом учитываться должны только точки, попадающие в область, ограниченную контуром карьера. Длина фронта определяется по формуле $L = nc$, где n — количество точек на линии в границах карьера. Для вычисления площадей этапов и объемов при веерном подвигании нужно знать расстояние ρ_j от середины каждой элементарной площадки до центра поворота. Очевидно, на модели величина ρ_j определяется как $\rho_j = c\left(j - \frac{1}{2}\right)$.

Определение x_j, ρ_j на электронной вычислительной машине производится путем последовательного дискретного увеличения абсциссы точки на величину c.

Алгоритм направленного подсчета объемов горных работ. Для исследования текущих объемов горных работ на горизонтальных и пологих месторождениях намечается ряд мест заложения первоначальной разрезной траншеи и на плане карьерного поля вычерчиваются последовательные положения фронта горных работ.

Подготавливается указанным способом математическая модель месторождения и границ карьерного поля. Для каждого варианта развития горных работ подготавливается модель, описывающая последовательность положений линий фронта. Эти данные являются исходными при вычислении объемов. Результатами вычислений являются площади этапов горных работ, величины объемов вскрыши и полезного ископаемого, коэффициенты вскрыши, длины фронтов и т. д.

Расчеты ведутся на ЭЦВМ по рабочей программе, состоящей, как правило, из отдельных блоков подпрограмм.

Укрупненная блок-схема алгоритма направленного подсчета объемов при использовании моделей месторождений, построенных методом ближайших точек, представлена на рис. 20.

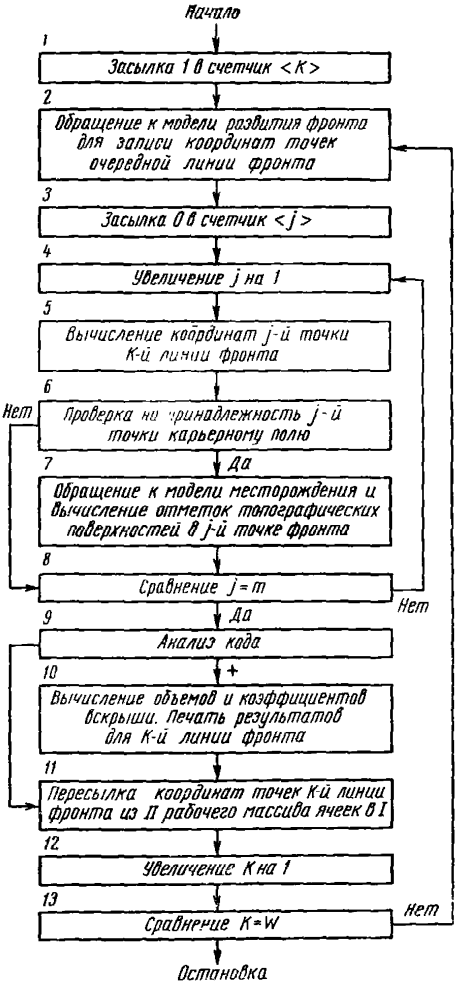


Рис. 20. Блок-схема алгоритма направленного подсчета объемов

В первом шаге вычислений, соответствующем вычислению объемов первого этапа горных работ, в счетчик номеров положений фронта (K) засылается единица (блок 1).

Затем производится обращение к модели фронта горных работ. Если фронт криволинейный и модель представляет из себя совокупность ординат точек фронта во вспомогательной системе координат, записанных по зонам, то из внешних запоминающих устройств в соответствии с номером K выбирается нужная зона чисел, вводится в оперативную память вычислительной машины и записывается в массиве ячеек, соответствующем K-му положению линии фронта (блок 2).

При прямолинейном фронте, модель которого представляет собой совокупность координат начал вспомогательной системы в основной, из всей совокупности отбирается группа чисел, соответствующая K-й линии фронта, и переносится в рабочие ячейки.

Таким образом осуществляется подготовка к вычислению координат и параметров точек K-й линии фронта.

Для последовательности выбора точек на K-й линии фронта служит счетчик точек фронта j, содержимое которого дискретно увеличивается от 0 до m, где m — максимальное количество точек на линии фронта.

При криволинейном фронте для каждого номера j в блоке 5 формируются адреса на выборку значений ординаты y_j точки фронта и вычисляется во вспомогательной системе координат абсцисса точки $x_j = jc$. При прямолинейном фронте ордината $y_j = 0$. Этот же блок по формулам перехода вычисляет координаты j-й точки в основной системе $x_j y_j$, используя для этого координаты начала вспомогательной системы в основной, записанные в модели K-й линии фронта. Полученные координаты засылаются в соответствующие ячейки II

массива, в котором будут располагаться все параметры точек K-й линии фронта.

После этого проверяют, попадает ли вновь полученная точка фронта в область, ограниченную контуром карьерного поля (блок 6). Практическая надобность в этой проверке при криволинейном фронте отсутствует, поскольку в ячейках модели, соответствующих точкам, лежащим вне карьерного поля, стоят нули.

При отрицательном результате проверки управление передается блокам 8 и 4, которые управляют выборкой очередных точек фронта.

Если j-я точка фронта принадлежит карьерному полю, происходит обращение к модели месторождения (блок 7), по которой производится вычисление мощностей вскрыши и полезного ископаемого, отметок и других показателей в j-й точке. Результаты вычислений засылаются в соответствующие ячейки II массива точек фронта. После этого проверяется, все ли точки модели просмотрены (блок 8), и при отрицательном ответе цикл вычислений повторяется для новой точки. После окончания цикла по j в массиве ячеек, соответствующем параметрам точек K-й линии фронта, будут находиться значения координат x, y, мощностей вскрыши M_j и полезного ископаемого m_j, необходимые для производства вычислений объемов горных работ по аналитическим выражениям, соответствующим тому или иному подвиганию фронта. Однако для расчета объемов по формулам необходимы параметры точек двух соседних линий фронта. Поэтому прежде, чем приступить к вычислению объемов, производится анализ кода (блок 9), хранимого в ячейках модели фронта. Код (—) проставляется для первой линии фронта (K—1) и для каждой линии, находящейся на границе изменения способа подвигания фронта (прямолинейный фронт) или при изменении положения вспомогательной системы координат (криволинейный фронт). Код (—) сигнализирует о том, что числовой материал для вычисления объемов еще не подготовлен. Тогда управление передается блоку 11, который пересылает параметры точек K-й линии из II массива ячеек в I на место точек K—1-й линии. Счетчик K увеличивается на единицу, и все описанные выше операции повторяются для новой линии фронта. При положительном кодовом знаке производится вычисление расстояний между соседними элементарными площадками l_j^{κ}, ширина элементарных площадок c_j (при криволинейном фронте), радиусы j-й точки (веерное подвигание фронта), площади этапов, объемы, коэффициенты вскрыши. Результаты вычислений печатаются.

Весь цикл вычислений повторяется для следующей линии, пока не будут просмотрены все заданные положения фронта горных работ. Время на подготовку модели месторождения занимает около 3 *ч*, включая пробивку чисел на перфоленту и контроль. Время на полную подготовку модели развития горных работ в одном варианте занимает около 5 *ч*.

Чистое время счета на ЭЦВМ определяется типом вычислительной машины и для машин среднего класса не превышает 0,5—0,6 *ч* на один вариант.

Метод динамического программирования для выбора оптимального режима горных работ. Описанные выше методы математического моделирования месторождений, границ карьерного поля, развития горных работ и алгоритмы направленного расчета календарных объемов позволяют в короткий срок и с минимальными затратами труда рассмотреть посредством ЭЦВМ большое количество вариантов режима горных работ и затем по известным графикам выбрать из них наиболее близкий к оптимальному.

Однако на ЭЦВМ можно ставить и решать задачи выбора такого порядка развития горных работ на конкретном карьерном поле, при котором в качестве результата машина выбирает оптимальный режим согласно сформулированному критерию оптимизации.

Задача выбора оптимального развития горных работ при неизменной конфигурации фронта (в частности, при прямолинейном фронте) может быть решена на основе стратегии поиска оптимальных решений, используемой в динамическом программировании.

Каждая возможная траектория перемещения линии фронта характеризуется определенными значениями текущих объемов добычи и вскрыши. Если задана величина планового коэффициента вскрыши, то для каждого этапа горных работ между двумя линиями фронта с номерами i и ξ может быть вычислено отклонение текущих объемов от плановых $\Delta V_{i\xi} = V^{\text{в}}_{i\xi} - V^{\text{п. и}}_{i\xi} K_{\text{п}}$.

Оптимальным вариантом развития горных работ будет считаться тот, для которого $\sum_{0}^{K} \Delta V^{2}_{i\xi} = \min$.

Такая формулировка целевой функции характерна для задач определения наилучшего приближения к заданной функции.

Метод решения задачи проиллюстрируем на следующем примере (рис. 21):

1. На плане карьерного поля намечается положение разрезной траншеи для исследуемого варианта места вскрытия. Это начальное положение линии фронта соответствует узлу сетевого графа с номером 0 (рис. 22).

2. Контур карьерного поля разбивается точками на отрезки достаточно малой длины.

Любое положение линии фронта может быть определено двумя точками, которые эта линия соединяет.

3. Назначаются варианты следующего положения линии фронта. Для каждого варианта должны соблюдаться следующие условия:

а) угол между линией фронта и линией контура должен быть не менее допустимого: $\varphi_l \geqslant \varphi_{\min}$;

б) длина фронта должна быть ограничена:

$$l_{\max} \geqslant l_l \geqslant l_{\min}; \tag{29}$$

в) объем полезного ископаемого между предыдущей и последующей линиями фронта должен быть ограничен:

$$Q - \varepsilon \leqslant V^{\text{п. и}}_{i\xi} \leqslant Q + \varepsilon, \tag{30}$$

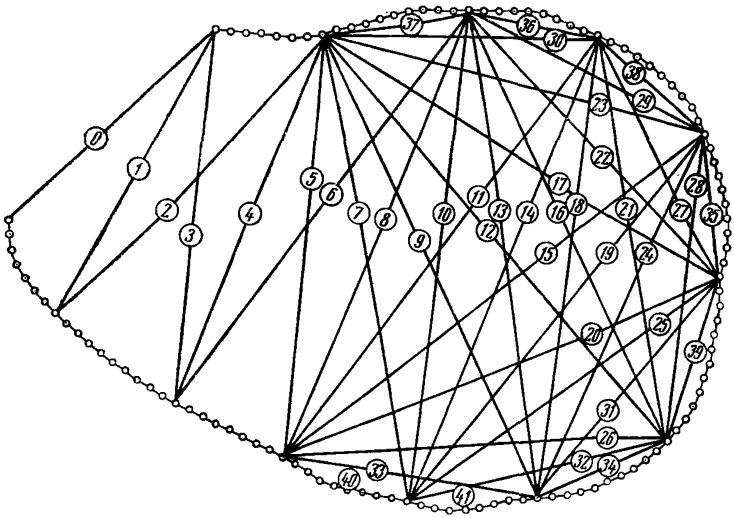


Рис. 21. Варианты этапов горных работ

где Q — плановый объем добычи за определенный отрезок времени, например за год, соответствующий производственной мощности карьера по полезному ископаемому;

ε — допустимое отклонение от планового объема, зависящее от расстояния между точками на линии контура;

г) при веерном перемещении линии фронта срок службы поворотного пункта должен быть не менее допустимого.

Это ограничение может контролироваться по количеству линий фронта, исходящих из одной точки на контуре карьерного поля.

4. Вариантам, удовлетворяющим указанным ограничивающим условиям, присваиваются очередные номера. На графе узлы,

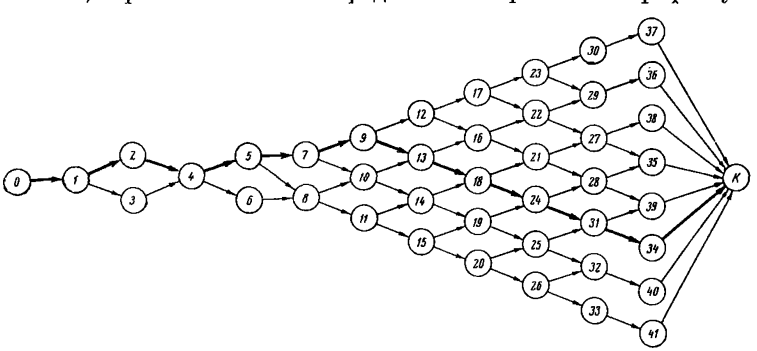


Рис. 22. Сетевой график вариантов подвигания фронта

соответствующие исходной линии фронта, соединяются стрелками с узлами, соответствующими новым вариантам (новым положениям линии фронта).

На рис. 22 от узла О стрелка идет только к одному узлу *1*, что соответствует единственному варианту подвигания линии фронта от разрезной траншеи, от узла *1* стрелки идут к узлам *2* и *3*, а затем к узлу *4*. Это означает, что от положения фронта *1* к положению *4* можно прийти двумя различными путями.

5. Пункты *3* и *4* повторяются для каждого вновь полученного варианта положения линии фронта, которое теперь считается исходным.

6. Построение графа заканчивается, когда нельзя будет получить ни одного нового варианта, удовлетворяющего ограничивающим условиям.

7. Последние узлы соединяются стрелками с фиктивным узлом, имеющим индекс K (см. рис. 22).

8. Все связи между узлами, обозначенные стрелками на сетевом графе, заносятся в табл. 6 (столбец 1). Каждая связь i — ξ представляет собой этап горных работ между линиями фронта с номерами i и ξ.

9. Для каждого этапа вычисляются $V_{i\xi}^{\text{п. и}}$, $V_{i\xi}^{\text{в}}$, $\Delta V_{i\xi}^{2}$, заносимые в столбцы 2, 3 и 5 табл. 6. Для связей, имеющих в качестве последнего узел K, $\Delta V_{i\xi}^{2} = 0$.

10. Производится поиск кратчайшего пути по алгоритму Форда:

а) каждой связи присваивается некоторая величина l_K, где K может принимать значение i или ξ, сначала для связи 0—1 $l_K = 0$, а для всех остальных $l_K = \infty$;

б) вычисляется для каждой связи $l_\xi - l_i$;

в) вычисляется новое $l_K = l_i + \Delta V_{i\xi}^{2}$, если $l_\xi - l_i > \Delta V_{i\xi}^{2}$, l_K остается без изменения, если $l_\xi - l_i \leqslant \Delta V_{i\xi}^{2}$;

г) пункты «б» и «в» повторяются для следующей связи и т. д.

11. Последнее значение l_K соответствует минимально возможной сумме квадратов отклонений текущих объемов вскрыши от плановых. Оптимальную траекторию перемещения линии фронта, определяемую последовательностью номеров положений фронта, можно восстановить по табл. 6, идя от конца ее к началу и отмечая строки, для которых были приняты окончательные значения l_K.

В рассматриваемом примере, составленном для условий: запасы полезного ископаемого — 100 млн. $м^3$; объемы вскрышных пород — 400 млн. $м$; годовая добыча — 5 млн. $м^3$ угля; плановый коэффициент вскрыши — 4,5 $м^3/м^3$, оптимальная траектория характеризуется следующими положениями фронта: 0—1—2—4—5—7—9—13—18—24—31—34 (см. рис. 22).

Приведенный способ выбора оптимального развития горных работ, основанный на использовании методов сетевого планирования и динамического программирования, дает возможность весьма быстро и эффективно планировать рациональный режим горных работ. Сетевой граф и табличная форма расчетов в сочетании с пла-

Таблица 6

Определение оптимальной траектории перемещения фронта

Связь	$V^{п.и}$, тыс. $м^3$	$V^{в}$, тыс. $м^3$	K_t, $м^3/м^3$	$\Delta V^2_{i\xi}$	l_i	l_ξ	$l_\xi - l_i$	$l_к$
0—1	9 800	37 240	3,8	3,84	0	∞	∞	$l_1 = 3{,}84$
1—2	9 900	38 610	3,9	0,98	3,84	∞	∞	$l_2 = 4{,}82$
1—3	10 500	44 100	4,2	4,41	3,84	∞	∞	$l_3 = 8{,}25$
2—4	10 100	39 390	3,9	1,02	4,82	∞	∞	$l_4 = 5{,}84$
3—4	9 500	33 850	3,56	17,2	8,25	5,84	2,41	—
4—5	10 200	38 760	3,8	4,16	5,84	∞	∞	$l_5 = 10{,}0$
4—6	10 500	40 010	3,81	3,96	5,84	∞	∞	$l_6 = 9{,}8$
5—7	10 000	40 000	4,0	0	10,0	∞	∞	$l_7 = 10{,}0$
5—8	9 300	41 250	4,44	16,40	10,0	∞	∞	$l_8 = 26{,}4$
6—8	9 000	40 000	4,3	16,0	9,8	26,4	16,6	$l_8 = 25{,}8$
7—9	10 100	41 410	4,1	1,02	10,0	∞	∞	$l_9 = 11{,}02$
7—10	10 300	41 250	4,0	0	10,0	∞	∞	$l_{10} = 10{,}0$
8—10	11 000	40 000	3,64	16,0	25,8	10,0	—15,8	—
8—11	10 400	40 090	3,85	2,28	25,8	∞	∞	$l_{11} = 28{,}08$
9—12	10 000	40 000	4,0	0	11,02	∞	∞	$l_{12} = 11{,}02$
9—13	10 200	42 840	4,2	4,16	11,02	∞	∞	$l_{13} = 12{,}18$
10—13	10 000	43 000	4,3	9,0	10,0	15,18	5,18	—
10—14	9 900	41 090	4,15	—	10,0	∞	∞	$l_{14} = 12{,}22$
11—14	10 500	41 000	3,9	1,0	28,08	12,22	—15,22	—
11—15	10 000	41 500	4,15	2,25	28,08	∞	∞	$l_{15} = 30{,}33$
12—16	10 200	40 840	4,00	0	11,02	∞	∞	$l_{16} = 11{,}02$
12—17	10 200	42 000	4,11	1,44	11,02	∞	∞	$l_{17} = 12{,}46$
13—16	10 000	38 000	3,8	4,0	15,18	11,02	4,16	—
13—18	9 900	40 510	4,1	0,98	15,18	∞	∞	$l_{18} = 16{,}16$
14—18	1 000	42 590	4,26	6,71	12,22	16,16	3,94	—
14—19	9 900	42 660	4,31	9,36	12,22	∞	∞	$l_{19} = 21{,}58$
15—19	10 400	42 160	4,05	0,31	30,33	21,58	8,75	$l_{20} = 30{,}69$
15—20	10 900	43 000	3,94	0,36	30,33	∞	∞	$l_{20} = 30{,}69$
15—21	9 600	40 100	4,18	2,89	11,02	∞	∞	$l_{21} = 13{,}91$
16—21	9 600	40 100	4,18	2,89	11,02	∞	∞	$l_{21} = 13{,}91$
16—22	10 600	44 740	4,22	4,58	11,02	∞	∞	$l_{22} = 15{,}6$
17—22	10 600	43 580	4,11	0,96	12,46	15,6	3,14	$l_{22} = 13{,}42$
17—23	10 300	41 500	4,02	0,09	12,46	∞	∞	$l_{23} = 12{,}55$
18—21	9 700	37 500	3,86	1,69	16,91	13,91	—2,25	—
18—24	9 800	41 160	4,2	3,84	16,16	∞	∞	$l_{24} = 20{,}0$
19—24	9 900	41 000	4,14	1,96	21,58	20,0	—1,58	—
19—25	9 600	42 840	4,46	19,71	21,58	∞	∞	$l_{25} = 40{,}75$
20—25	10 100	42 000	4,16	2,56	30,69	40,75	10,06	$l_{25} = 33{,}25$
20—26	11 000	40 000	3,63	16,0	30,69	∞	∞	$l_{26} = 46{,}69$

ном карьерного поля позволяют иметь наглядное представление о возможных вариантах траекторий и весьма удобны для корректировки полученной оптимальной траектории, если она неприемлема по каким-либо технологическим причинам.

Метод может быть реализован на ЭЦВМ с использованием разработанных моделей месторождений и развития горных работ.

§ 3. Геометрический анализ карьерных полей при наклонном и крутом падении залежей

При сложной конфигурации залежей, сложной топографии поверхности и криволинейном или ломаном очертании бортов карьера анализ режима горных работ, установление границ карьера и ряд других задач геометрического содержания могут успешно решаться на геологических профилях методом осаждения трапеций или, короче, методом трапеций.

Сущность его состоит в следующем. Любая фигура $abcd$ (заштрихована на рис. 23), заключенная в границах двух параллельных линий, может рассматриваться как трапеция; криволинейность сторон ad и bc в задачах горного дела невелика, поэтому эти стороны можно рассматривать как прямые отрезки.

Если «осадить» фигуру $abcd$ (или $a_1b_1c_1d_1$) на какую-либо ось OY (не обязательно перпендикулярную параллельным линиям), сохранив неизменными длины ab и dc, получим новую трапецию $a'b'c'd'$ (или $a_1'b_1'c_1'd_1'$). Средние линии обеих трапеций ef и $e'f'$ равны, как и их площади.

Таким образом, при известной высоте слоя между параллельными линиями измерение площадей сложной конфигурации, заключенных в этом слое, можно заменить измерением средних линий трапеций или треугольников. Так как разработка наклонных и крутопадающих залежей обычно производится горизонтальными слоями с определенной высотой уступа $H_у$, описанный прием осаждения трапеции позволяет значительно упростить геометрический анализ карьерных полей в сложных природных условиях.

Например, для сложного профиля (рис. 24, *а*) извлекаемые объемы горной массы (или площади при расчете на 1 *м* по простиранию) при развитии горных работ от контура AA до контура $ББ$ могут быть определены как сумма площадей элементарных трапеций, заключенных между линиями горизонтов,

$$\sum S = l_1H_{у1} + l_2H_{у2} + \ldots + l_7H_{у1} + l_8H_{у0}.$$

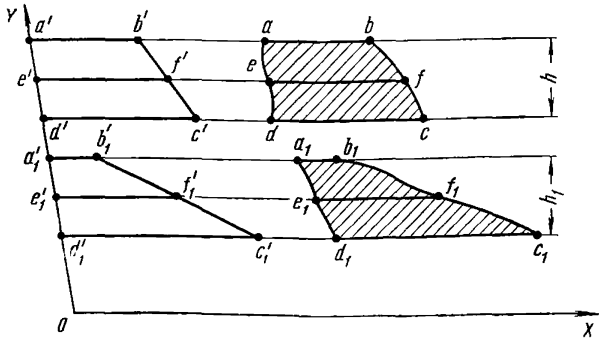


Рис. 23. Схема к методу осаждения трапеций

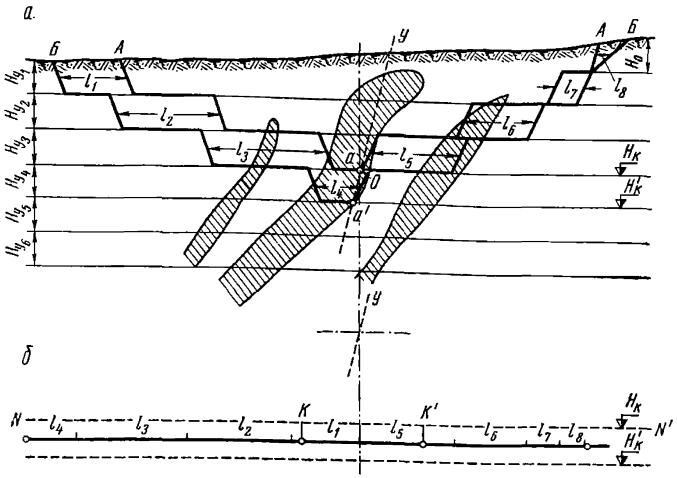


Рис. 24. Схема к определению объемов горных работ этапа методом трапеций

Если высота уступов одинакова ($H_{y1} = H_{y2} = H_{y3} = \ldots = H_{y0} = H_y$), то

$$\sum S = H_y \sum_{к=1}^{к=n} l_к.$$

Поскольку в каждой элементарной трапеции может находиться несколько видов горных пород (вскрыша, различные сорта руд), то по каждому виду пород в пределах трапеции измеряются соответствующие им отрезки средних линий, которые суммируются отдельно по сортам полезного ископаемого или видам вскрышных пород.

На графике (рис. 24, *б*) по оси *Oy* откладываются высотные отметки горизонтов $H_к$, $H'_к$, которые соответствуют исследуемому этапу углубления карьера. На средних линиях поочередно откладываются отрезки l_1, l_2, l_3 и l_4, характеризующие разнос левого борта, и отрезки l_5, l_6, l_7, l_8, характеризующие разнос правого борта, благодаря чему устанавливаются точки N и N' графика режима горных работ по горной массе. Аналогично суммированием отрезков средних линий по извлекаемому полезному ископаемому находятся точки K и K', служащие основанием для построения графиков добычи полезного ископаемого.

При необходимости аналогично находятся другие точки по сортам и видам вскрышных пород и полезного ископаемого.

Разделение суммируемых отрезков прямых и изображение их по обе стороны от оси *Oy* удобно для оценки объемов работ, связанных с разносом по висячему и лежачему боку залежи. Следует помнить, однако, что ось *Oy* на рис. 24, *а*, от которой производятся

измерения вправо и влево, означает для каждого этапа направление развития горных работ. Оно меняется с изменением местоположения подошвы очередной разрезной траншеи. Положение оси *Oy* устанавливается для каждого этапа соединением двух последовательных положений точек, означающих на профиле нижние бровки разрезных траншей (точки *a* и *a'*). Если необходимость в разделении объемов по бортам отсутствует, суммированием всех средних линий трапеций можно построить сводный график по профилю; он может быть также построен суммированием графиков, построенных для обоих разносимых бортов.

§ 4. Анализ вытянутых по простиранию карьерных полей методом трапеций

Практические приемы геометрического анализа методом трапеций, вытянутых по простиранию карьерных полей, в их конечных контурах рассматриваются на примере сложного геологического профиля (рис. 25, *а*). Порядок построений принимается следующим.

1. Определяется ширина подошвы разрезной траншеи и в соответствии с принятой схемой вскрытия и порядком развития работ выбирается ее местоположение для каждого этапа. Этапы работ назначаются в простых условиях через 2—3 уступа, а в сложных условиях — для каждого уступа. Каждому этапу присваивается порядковый номер и определяются высотные отметки подошвы разрезных траншей.

2. Посредине между каждыми двумя смежными положениями подошвы разрезных траншей проводят горизонтальные средние линии.

3. Для каждого этапа проводят линии откоса рабочих бортов со стороны висячего и лежащего бока залежи до встречи с поверхностью земли или конечным контуром карьера. Замена поуступного вычерчивания рабочих бортов (или их участков) линиями общих откосов допустима, если рабочие площадки на всех уступах борта (или участка) приблизительно равны по ширине. Линии откоса бортов могут также вычерчиваться ломаными и криволинейными.

4. На том же или на другом листе проводится вертикальная ось (график справа, рис. 25, *а*), на которую переносятся отметки подошвы разрезных траншей по каждому этапу. На горизонтальных линиях графика (см. рис. 15, *а* — продолжение средних линий профиля) откладываются для каждого этапа развития работ в карьере ординаты, выражающие объемы горной массы, полезного ископаемого и вскрышных пород.

5. Измерителем определяют сумму всех горизонтальных отрезков между границами этапа, которая является ординатой горной массы для данного этапа. В этом же масштабе она откладывается на линии ординат, проходящей посредине между конечными отметками данного этапа. Например, для этапа *VI* (рис. 25, *б*) ординатой горной массы является сумма отрезков $aa' + bb' + cc' + dd' + ee' +$

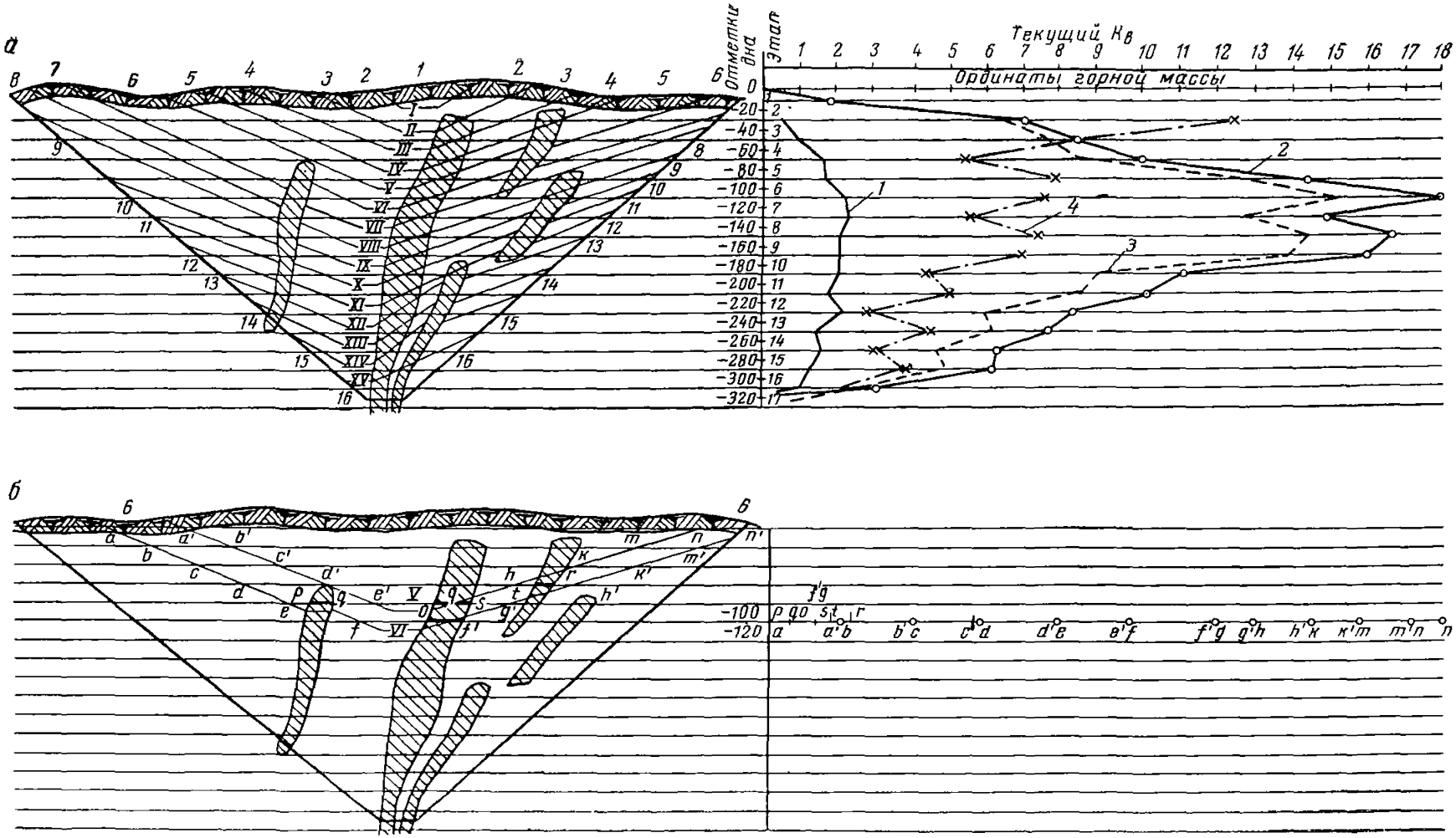


Рис. 25. Построение графика режима горных работ методом трапеций:

1 — полезное ископаемое; *2* — горная масса; *3* — вскрыша; *4* — текущий коэффициент вскрыши

$+ ff' + gg' + hh' + kk' + mm' + nn'$. Она откладывается посредине между отметками (—100) и (—120), соответствующими этапу *VI*.

6. Аналогично суммированием всех отрезков средних линий горизонтов, находящихся в пределах залежей на данном этапе, определяются ординаты полезного ископаемого. Например, для этапа *VI* ординатой полезного ископаемого является сумма отрезков $pg + of' + gs + tr$.

7. График горной массы и полезного ископаемого получается при соединении конечных точек соответствующих ординат (рис. 25, *а*).

Если залежь содержит прослойки пород, извлекаемых раздельно, во избежание частых измерений можно установить их среднее содержание (в процентах) в залежи и уменьшить соответственно ординаты полезного ископаемого на графике; таким же образом учитывают потери полезного ископаемого. Вычитанием на графике из ординат горной массы ординат полезного ископаемого получают ординаты объемов вскрышных пород, по которым строится соответствующий график.

Для определения значений текущего коэффициента вскрыши делят (можно непосредственно измерителем) ординаты вскрышных пород на ординаты полезного ископаемого и в соответствующем масштабе строят график изменения текущего коэффициента вскрыши в зависимости от углубления горных работ.

Каждая ордината выражает приращение площади горной массы (полезного ископаемого, вскрыши) при увеличении глубины карьера на единицу. Поэтому площадь, заключенная между двумя какими-либо ординатами горной массы, осью абсцисс и графиком горной массы, является площадью горной массы, извлекаемой при углублении горных работ между высотными отметками соответствующих ординат.

Общая площадь между начальной и конечной ординатами, графиком горной массы и осью абсцисс соответствует в масштабе общей площади горной массы, извлекаемой по данному геологическому профилю при производстве горных работ до конечной глубины. Аналогично площадь, заключенная между графиком полезного ископаемого и осью абсцисс, соответствует площади извлекаемого полезного ископаемого, а площадь между графиком вскрышных пород и осью абсцисс — площади вскрышных пород.

Измерение площадей на графике методом трапеций наиболее легко производить с помощью табл. 7. Для этого значения ординат вскрышных пород и полезного ископаемого, являющихся средними линиями трапеций, умножают на высоту каждого этапа (расстояние между соответствующими высотными отметками в масштабе). Нарастающим итогом показывается сумма площадей полезного ископаемого и вскрышных пород. Делением суммы площадей вскрышных пород на сумму площадей полезного ископаемого находят значения среднего коэффициента вскрыши для всех этапов глубины и строят график его изменения. Все показатели режима горных работ в рас-

сматриваемом профиле связаны с принятым направлением развития работ и закономерностями формирования бортов карьера.

Таблица 7

Подсчет площадей и коэффициентов вскрыши по графику

Показатели	Отметки, *м*								
	240	220	200	180	160	140	120	100	80
Глубина, *м*	0	20	40	60	80	100	120	140	160
Вскрыша									
ординаты, *мм*	17,6	55	73	88	122	172	237	295	337
площади, *мм*^{2}	352	1 100	1 460	1 760	2 440	3 440	4 740	5 900	6 740
сумма, *мм*^{2}	352	1 452	2 912	4 672	7 112	10 552	15 292	21 192	27 932
Полезное ископаемое									
ординаты, *мм*	4,75	15	28	47	48	41	34	31	28
площади, *мм*^{2}	95	300	560	940	960	820	620	620	560
сумма, *мм*^{2}	95	395	955	1 895	2 855	3 675	4 355	4 975	5 535
Средние коэффициенты вскрыши, *м*^{3}/*м*^{3} . . .	3,72	3,68	3,07	2,46	2,5	2,86	3,52	4,26	5,60

Для получения натуральных величин извлекаемых объемов в блоке достаточно умножить площади, указанные в табл. 7, на квадрат масштаба чертежа и на длину блока по простиранию.

По простиранию карьера или его участка рассматривается несколько геологических профилей и должны быть получены сводные графики извлекаемых горной массы и полезного ископаемого для всего карьера (участка); для этого на каждом этапе по глубине карьера суммируются объемы работ по горной массе, вскрышным породам и полезному ископаемому в отдельных блоках по простиранию карьерного поля и вычисляются значения текущих и средних коэффициентов вскрыши для всего карьера.

Сводный график по форме обычно соответствует форме графиков по профилям. По оси абсцисс на нем откладываются этапы работ по глубине, а по оси ординат — площади горной массы, полезного ископаемого, вскрышных пород (объемы работ при увеличении глубины карьера на единицу).

Для большей компактности сводного графика масштаб ординат и площадей на сводном графике принимают отличным от масштаба для отдельных профилей.

При описанном методе геометрического анализа карьерного поля площадь от разноса одного торцового борта при единичном приращении глубины карьера (на 1 *мм*) учитывается по формуле

$$S_т = Ш_д H \operatorname{ctg} \gamma_т + \frac{\pi}{4} (H_л^2 + H_в^2) \operatorname{ctg}^2 \gamma_{ср}, \ мм^2, \tag{31}$$

где $Ш_д$ — ширина дна, *мм*;
$H_л$; $H_в$; H — высота торцового борта по лежачему и висячему боку и посредине дна, *мм*;
$\gamma_т$; $\gamma_{ср}$ — угол откоса торцового борта и средний угол откоса по лежачему, висячему и торцовому бортам, *град*.

Делением суммы площадей от разноса двух торцовых бортов на сумму извлекаемых запасов для исследуемого горизонта работ определяется дополнительный текущий коэффициент вскрыши от разноса торцовых бортов.

Общий объем горной массы, заключенный в одном торцовом борту карьера, устанавливается, чтобы уточнить средний коэффициент вскрыши и общие объемы работ, по выражению

$$V_т = \frac{1}{2} Ш_д H^2 \operatorname{ctg} \gamma_т + \frac{\pi}{12} (H_в^2 + H_л^2) \operatorname{ctg}^2 \gamma_{ср}, \ мм^3. \tag{32}$$

При вычерчивании этапов положения горных работ углы откосов рабочих бортов определяются из условия принятой ширины рабочих площадок и высоты уступов; при первом исследовании режима допускается не менять углы по мере углубления работ. Графики текущих коэффициентов вскрыши являются действительными только при условии, что горные работы развиваются так, как это вычерчено на профилях.

Построенные графики текущих объемов горных работ позволяют выявить необходимые и возможные показатели главных параметров карьеров.

§ 5. Анализ карьерных полей посредством ЭЦВМ при крутом и наклонном падении залежей

При вычислении текущих объемов и коэффициентов вскрыши на ЭЦВМ математическое моделирование месторождения осуществляется также по отдельным геологическим разрезам.

На каждый поперечный геологический разрез в контурах карьера наносится сетка, горизонтальные линии которой проведены с интервалом, равным высоте уступа, а вертикальные — в соответствии с требуемой точностью подсчета (рис. 26).

Клетки нумеруются в восьмеричной системе счисления в определенном порядке, например, начиная с верхнего горизонта, слева направо. Номер первой клетки соответствует адресу первой ячейки, начиная с которой будет размещаться числовой материал в памяти вычислительной машины.

Для обозначения содержимого ячеек используется числовой код. Если в клетку попадает полезное ископаемое или порода, то в соответствующую ячейку заносится код 00 0001 или 00 0000.

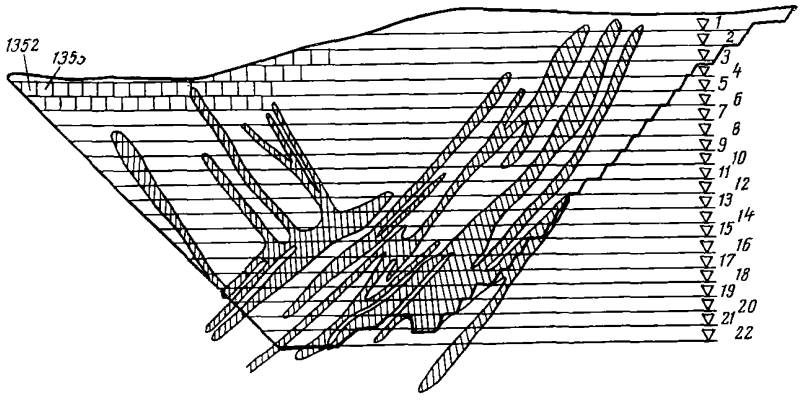


Рис. 26. Схема построения цифровой модели залежи по геологическому профилю

Номера первой и последней клеток, характеризующие границы карьера по горизонтам, записываются в памяти вычислительной машины отдельно.

Подготовленные таким образом исходные данные позволяют исследовать разнообразные варианты ведения горных работ на геологическом разрезе. Каждый вариант характеризуется направлением углубления карьера, которое задается последовательностью номеров клеток цифровой модели, соответствующих положениям дна разрезной траншеи на горизонтах. Ширина дна разрезной траншеи рабочих площадок и берм определяется числом клеток модели. Номера и число клеток записываются в памяти машины.

Объем полезного ископаемого и вскрыши на 1 *м* длины карьера, извлекаемый в процессе ведения горных работ, определяется подсчетом числа клеток. Анализируя код, помещенный в ячейке, устанавливают характер горной массы (порода или полезное ископаемое).

Объемы подсчитываются следующим образом. Сначала определяется объем разрезной траншеи. Для этого вычислительная машина, начиная с ячейки, соответствующей положению дна разрезной траншеи на вскрываемом горизонте, поочередно анализирует содержимое соседних ячеек по ширине дна. Ячейки, занятые полезным ископаемым и породой, подсчитываются раздельно. Вычисление заканчивается, как только число проанализированных ячеек будет равно числу клеток, занимаемых разрезной траншеей на горизонте.

Затем вычисляются объемы, извлекаемые при разносе бортов вышележащих горизонтов. Для этого на каждом горизонте фиксируются положения уступов на момент вскрытия предыдущего горизонта. Это делается путем запоминания номеров соответствующих клеток цифровой модели.

Для каждого рабочего горизонта, начиная с нижнего, определяется максимально возможное продвижение горных работ путем

вычитания из номера клетки, соответствующей границе горизонта, запомненного номера.

Если величина максимально возможного продвижения горных работ больше ширины рабочей площадки, разнос борта на этом горизонте осуществляется на величину последней. В противном случае горизонт близок к отработке и уступ может быть отодвинут на величину максимально возможного продвижения.

На каждом горизонте, начиная с ячейки, соответствующей предыдущему положению уступа, последовательно анализируется содержание ячеек в направлении подвигания фронта до тех пор, пока количество просмотренных ячеек не станет равным величине необходимого разноса борта.

В соответствии с кодом, хранимым в ячейках, раздельно подсчитываются объемы полезного ископаемого и породы для висячего и лежачего боков залежи.

После подсчета извлекаемых объемов на всех одновременно разрабатываемых горизонтах машина печатает отметку глубины работ, суммарные объемы полезного ископаемого, породы и горной массы за этап и нарастающим итогом печатает текущий и среднеэксплуатационный коэффициенты вскрыши и др.

По этой схеме производятся вычисления для следующего горизонта и т. д.

По данным, вычисленным для каждого геологического разреза, строится серия сводных календарных графиков, соответствующих выбранным вариантам ведения горных работ, из которых отбирается наиболее рациональный.

Поскольку при исследовании различных направлений углубления горных работ углы откосов рабочих бортов можно изменять в широких пределах, количество возможных вариантов чрезвычайно велико. Некоторые работы по отбору рациональных вариантов могут выполняться вычислительной машиной. Приняв в качестве критерия оптимального ведения горных работ постоянство текущего коэффициента вскрыши на достаточно длительный отрезок времени, вычислительный процесс можно построить таким образом, чтобы в каждом заданном варианте направления углубления горных работ автоматически отбирались такие значения ширины рабочей площадки, при которых отклонения текущего коэффициента вскрыши от планового на каждом этапе разработки будут минимальными. Величина планового коэффициента вскрыши обосновывается и задается отдельно. В этом случае в памяти вычислительной машины последовательно записываются цифровые модели всех геологических разрезов карьера.

Номера клеток модели, характеризующие начало первого и конец последнего горизонтов на каждом разрезе, выделяются, что позволяет производить вычисления последовательно для всех разрезов.

Направление углубления горных работ задается номерами клеток цифровой модели, причем для каждого горизонта записывается

серия номеров, соответствующих положению разрезной траншеи на каждом геологическом разрезе.

После вскрытия очередного горизонта анализ развития горных работ на вышележащих уступах осуществляется следующим образом. Из нескольких значений ширины рабочей площадки выбирается одно, и на эту величину производится разнос вышележащих уступов по всем разрезам. Подсчитываются объемы горных работ и текущий коэффициент вскрыши, который сравнивается со среднеэксплуатационным коэффициентом. Цикл вычислений повторяется для каждого отобранного значения ширины рабочей площадки.

Из рассмотренных значений ширины отбирается такое, которое обеспечивает минимальное отклонение текущего коэффициента вскрыши от планового. Соответствующее ему положение уступов запоминается, после этого вскрывается следующий горизонт и т. д. В результате будут получены объемы горных работ, коэффициенты вскрыши для каждого этапа и номера клеток цифровой модели, соответствующие положению уступов при вскрытии каждого горизонта.

§ 6. Геометрический анализ при округленных карьерных полях

При относительно коротких залежах разведочные линии, как правило, не параллельны, а в расчетах объемов, особенно при большой глубине карьера, решающее значение приобретают объемы от разноса торцовых бортов вследствие округленной формы карьера в плане.

В таких условиях целесообразно применять аналитические и графические методы определения объемов, коэффициентов вскрыши и контуров для карьера в целом.

Аналогично методу для профилей в этом случае измеряемые объемы V_1, V_2, ..., V_n, относящиеся к породам и полезному ископаемому, могут быть представлены в виде произведения площадей S_1, S_2, ..., S_n на некоторую, одинаковую для всех линейную величину H_y, которая, в частности, может приниматься равной единице. Сложение и вычитание объемов в этом случае заменяется сложением и вычитанием площадей, а коэффициенты вскрыши находятся посредством деления площадей, выражающих элементарные приращения объемов.

Порядок пользования графическим методом для относительно коротких залежей заключается в следующем.

1. Для каждого исследуемого горизонта вычерчиваются на топографическом плане погоризонтные планы залежи в пределах возможных конечных контуров карьера и на них наносятся разрезные траншеи в увязке с принятой схемой вскрытия. Нижняя бровка разрезной траншеи является в этом случае нижней бровкой рабочей зоны карьера. Исследованию могут подлежать все горизонты с интервалом глубины, равным высоте уступа. Однако можно анализировать горизонты с интервалом глубины 20—30 *м* и более, поскольку

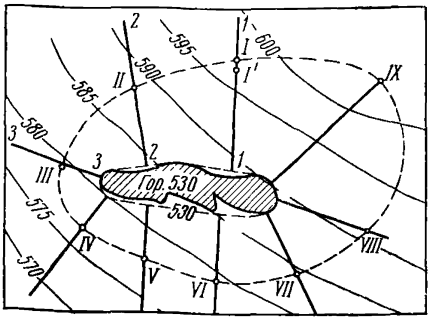


Рис. 27. Построение верхнего контура рабочей зоны карьера на топографическом плане

исходные данные об элементах залегания обычно приближенны и нет необходимости добиваться большой точности в расчетах. По указанным выше причинам не допускаются резкие изменения в размерах дна карьера и углов откоса на последовательных этапах.

2. На каждом плане должно быть вычерчено положение и размер верхней бровки рабочей зоны. Положение верхней бровки рабочей зоны устанавливают по известным углам откоса рабочего борта с помощью графика заложений откосов.

3. Строится или используется имеющийся вспомогательный график заложения откосов. С этой целью на оси абсцисс откладывают заложения откосов в принятом на чертежах масштабе, а по оси ординат в том же масштабе — глубины. От начала координат проводят ряд наклонных линий под углами, которые могут встретиться при проектировании. График служит для отыскания заложений откоса по известным глубине и углу откоса.

4. Для всех исследуемых горизонтов вычерчивают на планах верхние контуры рабочей зоны с учетом топографии и положения бортов карьера. Порядок построения верхних контуров следующий (рис. 27):

а) от контуров дна разрезной траншеи в характерных точках (дна и рельефа поверхности или бортов) проводят 6—12 линий заложения откосов приблизительно перпендикулярно к контурам дна (*1—1*, *2—2*, *3—3* и т. д.).

В тех случаях, когда полезное ископаемое будет извлекаться не только со дна, но и при разносе бортов, линии заложений следует приурочивать к геологическим профилям;

б) на линиях заложений откладывают точки верхнего контура (*I*, *II*, *III* и т. д.), пользуясь графиком заложений откосов, либо по выражению

$$З = (О_в - О_н) \operatorname{ctg} \gamma, \qquad (33)$$

где $О_в$; $О_н$ — верхняя и нижняя отметки борта;

γ — угол откоса борта, *град*.

Для первой линии при угле откоса 40° $З = (597 - 530) \operatorname{ctg} 40°$. Угол откоса должен быть задан по условиям проектирования. Разность отметок $О_в - О_н$ вначале известна только приблизительно (например, для линии *1—1* — от 60 до 80 *м* и более) и вследствие этого точка верхнего контура определяется последовательным приближением. По приблизительной разнице отметок, например 65 *м*,

к известному углу на графике отыскивают заложение и с помощью измерителя откладывают его на линии I—I (отрезок I—I). Затем уточняют высотную отметку точки I (596,5), благодаря чему уточняется разность высотных отметок (66,6 *м*). По разности высотных отметок уточняют размер заложения и находят точку I верхнего контура. Обычно однократного уточнения вполне достаточно, а при некотором навыке положение верхнего контура рабочей зоны определяется за один прием. Если поверхность является равнинной, то, очевидно, разность высотных отметок всегда известна и в уточнениях нет необходимости;

в) точки верхнего контура рабочей зоны соединяются плавной замкнутой кривой. Следует помнить, что найденные такими построениями верхние контуры являются истинными верхними контурами рабочей зоны только при неизменных углах откоса по глубине. В противном случае эти контуры являются условными, необходимыми только для вычисления объемов и коэффициентов вскрыши;

г) для определения объемов полезного ископаемого в каждом контуре вычерчиваются горизонтальные проекции площади полезного ископаемого в границах дна и располагающегося по рабочим бортам карьера. Для той части залежи, которая расположена в границах дна, никаких дополнительных построений не нужно, она вычерчена непосредственно на плане. Для отыскания горизонтальных проекций тех площадей полезного ископаемого, которые расположены по бортам, необходимо пользоваться геологическими профилями с нанесенными на них линиями откосов бортов.

5. Выполненных построений достаточно для определения объемов и коэффициентов вскрыши. С этой целью строится график, по оси абсцисс которого откладываются отметки (глубины), а на линиях ординат откладываются ординаты горной массы и полезного ископаемого. Ординатами горной массы для каждого варианта глубины служат проекции площади $S_{р.з}$, а ординатами полезного ископаемого — соответствующие суммарные проекции площадей полезного ископаемого, уменьшенные на величину потерь. Построение графика вскрышных пород и коэффициентов вскрыши выполняется аналогично описанному выше. Площади в контурах могут измеряться планиметром или другими способами.

6. Каждая ордината горной массы, вскрышных пород и полезного ископаемого означает соответствующий объем, получаемый при углублении карьера на единицу глубины.

Вследствие этого площадь, заключенная между осью абсцисс, графиком горной массы (вскрыши, полезного ископаемого) и любыми двумя ординатами (отметками), выражает объем горной массы (вскрыши, полезного ископаемого), извлекаемой при углублении карьера от одной до другой отметки.

Пользуясь этим, в табл. 7 находят нарастающим итогом суммарный объем вскрышных пород, извлекаемого полезного ископаемого и значения среднего коэффициента вскрыши для всех этапов горных работ.

Описанный метод дает возможность достаточно полно оценить характер увеличения объемов горной массы, вскрышных пород, полезного ископаемого и коэффициентов вскрыши по мере увеличения глубины карьера.

§ 7. Трактовка и трансформация графиков текущих объемов горных работ

Как указывалось выше, для анализа объемов горных работ по карьеру в целом необходимо строить сводный график. При пользовании методом для относительно коротких карьерных полей построенный график является вместе с тем и сводным для карьера, поскольку он показывает функциональную зависимость извлекаемых объемов от углубления работ для карьерного поля в целом.

Сводные графики объемов (рис. 28) имеют следующие основные свойства.

1. Для любой высотной отметки подошвы разрезной траншеи ордината полезного ископаемого означает в масштабе чертежа извлекаемый объем полезного ископаемого при углублении работ на единицу глубины. Аналогично ординаты вскрышных пород и горной массы означают извлекаемые объемы вскрышных пород и горной массы.

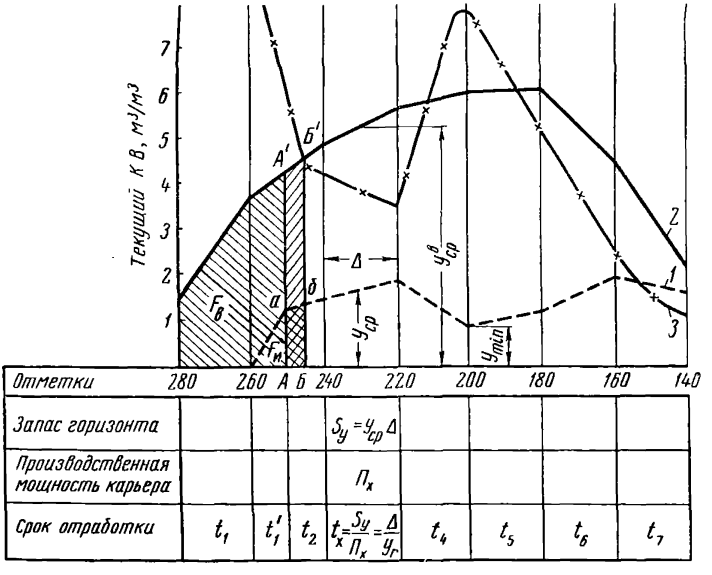


Рис. 28. Сводный график режима работы карьера:

1 — добыча; *2* — вскрыша; *3* — текущий коэффициент вскрыши

2. Для получения извлекаемых объемов полезного ископаемого, вскрышных пород и горной массы надо измерить соответствующие площади, заключенные между осью высотных отметок, двумя линиями ординат (высотных отметок, верхней и нижней площадок нарезаемого уступа) и соответствующими кривыми. Для этой цели практически достаточно умножить среднюю ординату на интервал между линиями ординат.

3. Общая площадь, заключенная между осью высотных отметок и графиком горной массы от начала графика до какой-либо высотной отметки, означает общий извлекаемый объем горной массы при ведении горных работ до указанной высотной отметки подошвы разрезной траншеи. Аналогично площади, ограниченные графиками вскрышных пород и полезного ископаемого, означают извлекаемые объемы вскрышных пород и полезного ископаемого от начала разработки до соответствующей высотной отметки.

4. Согласно методу, положенному в основу построения графиков, каждая ордината горной массы на сводном для карьера графике приблизительно выражает площадь горизонтальной проекции рабочей зоны карьера. Она состоит из площади по вскрышным породам и площади по полезному ископаемому, каждая из которых выражается своей ординатой для данной высотной отметки подошвы разрезной траншеи.

5. График изменений текущего коэффициента вскрыши строится путем деления ординат вскрышных пород на ординаты полезного ископаемого. Поскольку в каждый данный период времени предприятие должно иметь вскрытые запасы полезного ископаемого, более точное нахождение текущих коэффициентов вскрыши может быть достигнуто тем, что ординаты вскрышных пород и ординаты полезного ископаемого измеряются (см. рис. 28) не по одной ординатной линии, например $АА'$, а таким образом, чтобы ордината вскрышных пород измерялась по ординатной линии $ББ'$, а ордината полезного ископаемого — по линии $АА'$ из того расчета, чтобы площадь полезного ископаемого ($АабБ$) между линиями $АА'$ и $ББ'$ была бы численно равна величине вскрытых запасов, необходимых для нормальной работы предприятия.

6. График изменений средних (текущих) коэффициентов вскрыши от начала работ до какого-либо положения подошвы разрезной траншеи устанавливается путем нахождения суммарной площади по вскрышным породам и полезному ископаемому с помощью таблицы, расположенной ниже графика (см. рис. 28).

7. Запасы полезного ископаемого в карьерном поле вырабатываются за определенный (по производственной мощности) срок существования карьера (T лет). Производственная мощность карьера в проектах принимается неизменной за весь период существования, но соответственно потребностям отрасли народного хозяйства она может назначаться различной для различных периодов.

Поскольку в технико-экономических расчетах оперируют не с погоризонтными объемами работ, а с годовыми объемами работ

по полезному ископаемому и по вскрышным породам, возникает необходимость в трансформации сводного графика текущих объемов применительно к календарным периодам по годам существования карьера. Трансформация графика осуществляется следующим образом (см. рис. 28). Запас полезного ископаемого, соответствующий углублению дна карьера на один уступ (площадь S_u) при равномерной производительности для данного периода ($П_x$), отрабатывается за срок

$$t_x = \frac{S_u}{П_x} \tag{34}$$

или

$$t_x = \frac{y^u_{ср}\,\Delta}{П_x} = \Delta; \quad \frac{П_x}{y^u_{ср}} = \frac{\Delta}{y_г}, \text{ лет}, \tag{35}$$

где $y_г = \frac{П_x}{y^u_{ср}}$ — годовое углубление работ для данного этапа.

Установив величину t_x для каждого интервала глубины (по величинам S_u и $П_x$), суммированием можно найти начальные и конечные годы отработки любого интервала по глубине:

$$t_x^{нач} = t_1 + t_2 + \ldots + t_{x-1}; \quad t_x^{кон} = t_1 + t_2 + \ldots + t_x. \tag{36}$$

В соответствии с этим вычерчивается новый календарный график добычи полезного ископаемого по годам существования, на котором ординатой полезного ископаемого в каждый период является принятая производственная мощность карьера (рис. 29), а ордината вскрыши получается путем умножения ординаты полезного ископаемого на величину текущего коэффициента вскрыши в каждом периоде. Последний исчисляется по основному графику применительно к каждому интервалу времени t_x.

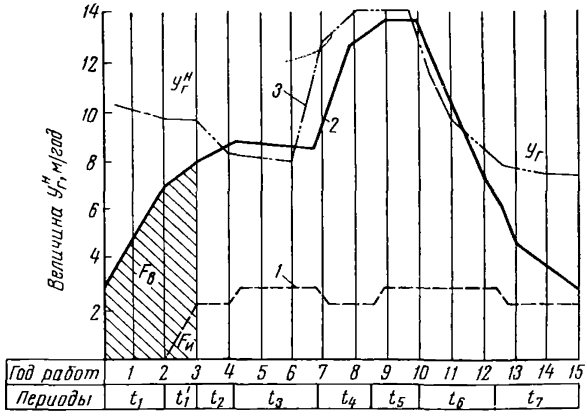


Рис. 29. Календарный график горных работ на крутопадающей залежи:

1 — добыча; *2* — вскрыша; *3* — темп углубки

Расчет годовых объемов вскрышных работ может быть произведен более точно с учетом состояния вскрытых запасов.

Если заданы значения объемов полезного ископаемого $V_{\text{к}}^{\text{п. и}}$ и вскрыши $V_{\text{к}}^{\text{в}}$ для каждого этапа горных работ $K = 1, 2, 3, \ldots, n$ (K — порядковый номер этапа) и значения плановой мощности карьера по полезному ископаемому в каждый год работы карьера $Q_t^{\text{г}}$ ($t = 1, 2, 3, \ldots, T$), а также коэффициент a, учитывающий подготовку вскрытых запасов на следующий год, то объем добычных работ в сумме за t лет составит $\sum_1^t Q_t^{\text{г}} + aQ_{t+1}^{\text{г}}$.

Для того чтобы найти, в пределах какого этапа находятся добычные работы в t-й год, нужно последовательно для $K = 1, 2, 3, \ldots, K_t$ вычислять сумму $C_t = \sum_1^t Q_t^{\text{г}} + aQ_{t+1}^{\text{г}} - \sum_1^k V_K^{\text{п. и}}$ и проверять ее знак.

Вскрышные работы в t-й год производятся на таком этапе $K = K_t$, для которого величина C_t впервые станет отрицательной. Расстояние от начала этого этапа до линии фронта по вскрыше, измеренное на оси абсцисс графика режима, равно (рис. 30):

$$x_t = \frac{\sum_1^t Q_t^{\text{г}} + aQ_{t+1}^{\text{г}} - \sum_1^{K_t - 1} V_K^{\text{п. и}}}{V_{K_t}^{\text{п. и}}} l_{K_t}, \qquad (37)$$

где l_{K_t} — длина этапа с номером K_t.

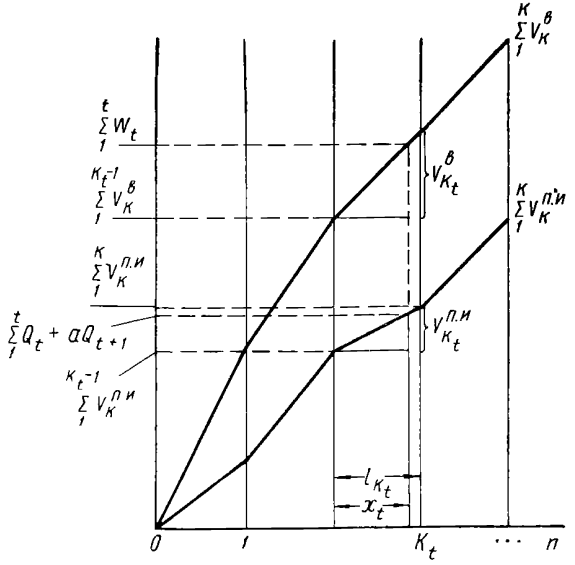


Рис. 30. Схема вычисления календарных объемов вскрышных работ

По величине x_t можно найти положение вскрышных работ на графике и на плане для любого года эксплуатации.

Объем вскрыши, выполненный за t лет,

$$\sum_1^t W_t = \sum_1^{K_{t-1}} V_K^{\text{в}} + \frac{V_{K_t}^{\text{в}}}{V_{K_t}^{\text{п.и}}} \left(\sum_1^t Q_t^{\text{г}} + aQ_{t+1}^{\text{г}} - \sum_1^{K_{t-1}} V_K^{\text{п.и}} \right), \tag{38}$$

а объем вскрыши, выполненный за t-й год работы,

$$W_t = \sum_1^t W_t - \sum_1^{t-1} W_t. \tag{39}$$

Таким образом, определение годовых объемов вскрышных работ заключается в последовательном вычислении сумм поэтапных объемов вскрыши и в поиске этапа, в котором находится фронт вскрышных работ.

Описанный способ наиболее удобен при использовании ЭЦВМ.

Глава IV

Установление режима горных работ, границ и мощности карьера

§ 1. Технологическая сущность режима горных работ

Открытая разработка месторождений полезных ископаемых вообще и в особенности при сложных геологических и топографических условиях связана с решением некоторых главных (начальных) задач, определяющих технологические и экономические основы производства горных работ.

К таким задачам относятся: выбор места (или нескольких мест), где будут начинаться горные работы; выбор направления и интенсивности развития горных работ в глубину и по простиранию по отдельным бортам карьера; выбор необходимого и достаточного объема горнокапитальных работ, фронта горных работ по вскрыше и добыче на период сдачи карьера в эксплуатацию и в последующие годы; выбор числа действующих забоев и уступов; определение мощности карьера по полезному ископаемому и по вскрышным работам и, следовательно, обоснование текущих коэффициентов вскрыши по этапам разработки. От правильности решения этих задач зависят главные результаты открытых горных работ.

За срок существования карьера могут иметь место периоды с весьма неравномерным выходом полезного ископаемого (особенно по сортам), с резкими увеличениями или уменьшениями объемов вскрышных работ, что нарушает основы экономической деятельности предприятия и его обязанности в отношении потребителя.

В силу этого возникает необходимость границы карьера, вскрытие и систему разработки устанавливать на основе специального анализа вариантов режима горных работ, т. е. вариантов порядка развития горных пород за период существования карьера. Затем, на основе выбора наиболее приемлемого режима горных работ, устанавливаются проектные контуры карьера, способ вскрытия и система разработки, выполняется календарный план производства горных работ.

Режим горных работ карьера считается установленным, если известны место в карьерном поле, где начинаются горные работы, главное направление, по которому они развиваются, и календарное распределение объемов вскрышных и добычных работ по годам существования карьера.

Влияние направления развития горных работ на объемы горнокапитальных работ и последующий режим в период эксплуатации иллюстрируется следующим примером.

При установленной глубине карьера H начало работ от конечного контура карьера в пунктах *1* и *2* дает возможность применять вскрытие внутренними стационарными траншеями, располагающимися на бортах карьера в их конечном положении (рис. 31, *а*). В этом случае карьер в начальный период своего существования находится в весьма невыгодных условиях. Для вскрытия сравнительно небольших запасов полезного ископаемого необходимо вынуть весьма большие объемы капитальной вскрыши, что ведет к удлинению срока строительства карьера и большим первоначальным капитальным затратам.

Начало работ в средней части карьерного поля (рис. 31, *б*) в месте наибольшего приближения полезного ископаемого к поверхности дает возможность быстро ввести карьер в эксплуатацию при минимальных капитальных затратах. Стационарными в этом случае могут быть только внешние траншеи (с торцовой части карьера) на двух-трех верхних уступах, съезды на нижерасположенные горизонты могут быть только скользящими, так как они будут располагаться на рабочих бортах карьера.

Рудное месторождение, изображенное на рис. 31, *в*, *г*, имеет небольшую мощность на верхних горизонтах и значительную — на нижних, и вследствие этого основные запасы полезного ископаемого сосредоточены на глубоких горизонтах. При начале работ от конечного контура карьера режим горных работ получается весьма неблагоприятным — сопровождается большим объемом горнокапитальных работ и длительным сроком строительства. Эти обстоятельства могут поставить под сомнение вообще целесообразность разработки данного месторождения открытым способом.

Вскрытие в месте наибольшего приближения залежи к поверхности (рис. 31, *г*) с применением скользящих съездов для всех горизонтов (кроме двух-трех верхних) и автомобильного транспорта

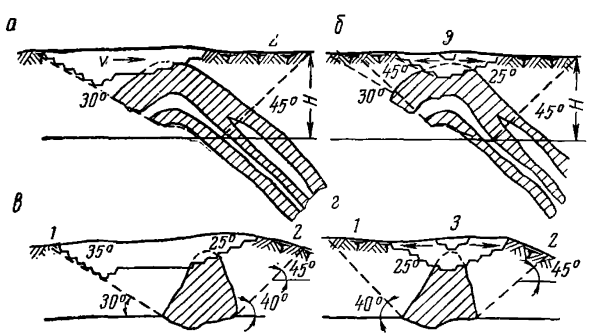


Рис. 31. Варианты вскрытия и направления горных работ

позволяет с успехом и выгодно применить открытую разработку верхних горизонтов центральной части месторождения. В данном случае проявляются принципиальные преимущества скользящих трасс, заключающиеся в возможности развивать горные работы по направлению, приуроченному к главному направлению залежи полезного ископаемого, и в возможности быстрого вскрытия новых горизонтов при минимальных затратах. Эти преимущества позволяют широко использовать скользящие трассы в качестве временных трасс на период строительства или реконструкции карьера.

Существенное влияние на режим горных работ оказывает форма трассы. Прямые, тупиковые и петлевые трассы, располагаемые стационарно со стороны лежачего бока, при разработке пологих и наклонных залежей обычно позволяют получить удовлетворительное календарное распределение объемов и нужный темп углубления горных работ. Простые и тупиковые скользящие трассы обеспечивают такое распределение и при крутых залежах. В этом случае оказывается целесообразным применить скользящие съезды в качестве временного мероприятия для вскрытия двух — четырех наиболее глубоких горизонтов с последующим переключением горизонтов на транспортную связь с развивающейся углубляющейся и стационарной трассой.

Конструкция спиральной формы трассы такова, что горные работы на каждом горизонте должны развиваться в основном по вееру, поворотным пунктом которого служит пункт примыкания забойных путей или дорог к капитальной траншее. Этим обстоятельством определяется число уступов, находящихся в одновременной разработке. Оно меняется в соответствии с развитием и высотным положением рабочей зоны карьера, резко уменьшаясь по мере отработки верхних горизонтов и перехода горных работ на глубокие горизонты. Однако при нормальном развитии горных работ число одновременно работающих уступов не превосходит 50—60% от числа уступов, охватываемых одним полным витком спирали. Поскольку при разработке верхних горизонтов в одновременной работе находится большее число уступов и с большей длиной фронта в сравнении с нижними уступами, то, естественно, наибольшие годовые объемы горных работ будут относиться к первому периоду работ на верхних горизонтах, когда рабочая зона карьера максимальная; при этом график выхода горной массы по форме приближается к треугольному (рис. 32). Если такому распределению объемов горных работ соответствует и аналогичный график текущих коэффициентов вскрыши, то создаются неблагоприятные условия для горных работ, поскольку в период строительства и в первые годы эксплуатации должны выполняться большие объемы вскрышных работ.

По указанным причинам применение спиральных форм трасс, особенно при железнодорожном транспорте, может быть экономически целесообразным только в особых условиях — при карьерах округленной формы в плане и при таком распределении полезного ископаемого в конечных контурах карьера, когда слоевые

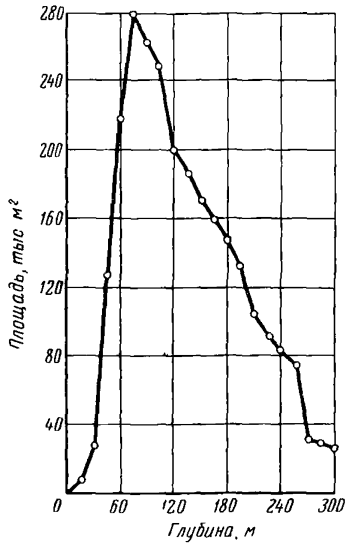


Рис. 32. Режим горных работ при спиральной форме трассы

коэффициенты вскрыши на всех горизонтах мало отличаются от среднего коэффициента вскрыши.

Если мощность наносов, покрывающих выхода залежи, значительна, то применение спиральных трасс резко увеличивает стоимость строительства карьера и вызывает весьма неблагоприятное с экономической точки зрения распределение объемов горных работ.

На карьерах, имеющих большую глубину и относительно небольшие размеры в плане, применение спиральных трасс бывает часто вынужденным по условиям вскрытия глубоких горизонтов. Однако и в таких случаях целесообразно применять для первого этапа развития горных работ простые, тупиковые и петлевые трассы. В последующем, при доведении бортов карьера на верхних горизонтах до конечных контуров, эти трассы могут быть переустроены на спиральную трассу в пределах группы отработанных горизонтов. Такой порядок позволяет существенно уменьшить объемы горнокапитальных работ и улучшить календарное их распределение.

На календарное распределение объемов горных работ карьера, в частности на максимальный годовой объем вскрышных работ (при постоянном общем объеме), оказывают непосредственное влияние величины руководящего подъема капитальных траншей.

На рис. 33 показаны три графика режима работ по горной массе для одних и тех же размеров карьера, но с различными руководящими подъемами: $i_р = 30‰$; $i_р = 60‰$; $i_р = 120‰$. В первом случае трасса описывает около шести витков, во втором — около трех, в третьем — несколько больше одного витка.

Характерным в данном случае является то, что максимальные по графику извлекаемые объемы горной массы во всех случаях приблизительно одинаковы. Однако они относятся к разным этапам работы карьера. При малых уклонах трассы эти пиковые объемы относятся к начальному периоду, а следовательно, практически исключается возможность уменьшить максимальные объемы горной массы за счет опережения работ на верхних уступах.

С увеличением подъема капитальных траншей максимальные объемы относятся к более поздним этапам горных работ, что позволяет уменьшить максимальные объемы за счет опережения работ на верхних уступах в первый период разработки. Благодаря этому

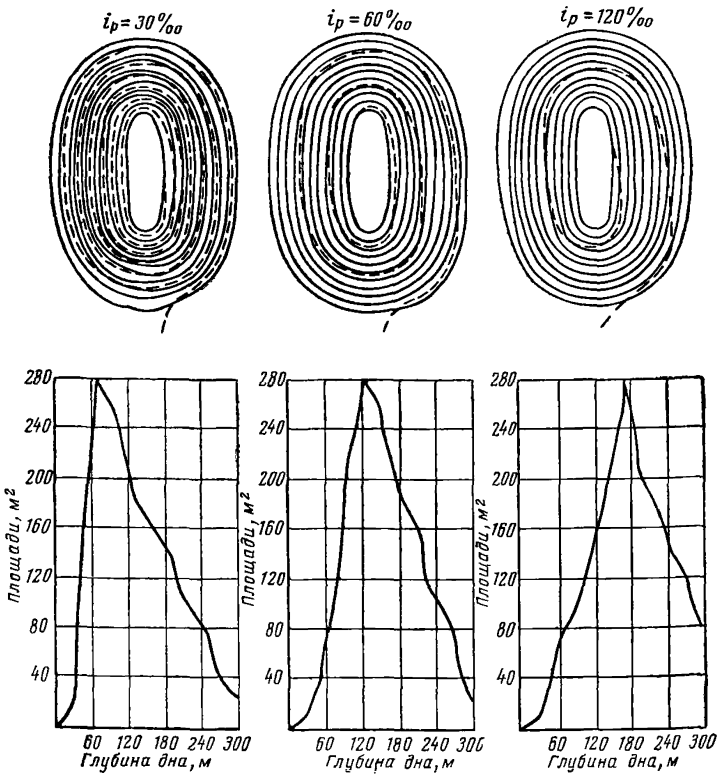


Рис. 33. Зависимость режима горных работ от величины уклона при спиральной трассе

удается получить более устойчивый режим горных работ без кратковременных перегрузок в объемах работ.

Это положение подтверждается, например, тем, что при автомобильном транспорте, допускающем крутые подъемы, можно достичь лучших показателей по режиму горных работ, чем при железнодорожном, благодаря возможности поддерживать большее число уступов в одновременной работе.

Таким образом, регулирование календарного распределения объемов вскрышных работ, а соответственно и текущих коэффициентов вскрыши возможно за счет выбора направления развития горных работ, способа вскрытия, формы и стационарной трассы и элементов системы разработки на различных этапах горных работ.

§ 2. Экономические основы к выбору режима горных работ

Обычно, пользуясь близким расположением выходов залежи к поверхности земли, в первые годы работы на карьерах добывают полезное ископаемое при низкой себестоимости и высокой производительности труда.

По мере развития горных работ и роста текущих коэффициентов вскрыши возникает необходимость в финансировании вскрышных работ в счет затрат будущих лет. При финансировании предстоящих работ обычно исходят из экономических показателей, достигнутых за истекший год.

В зависимости от распределения объемов вскрышных работ по годам карьер может быть высокорентабельным в начальный период, или в средний, или в конце своей деятельности и нерентабельным в другие периоды. Если не установлен будущий режим горных работ карьера, то возможны ошибочные выводы об экономической неэффективности открытой разработки в целом. Поэтому обоснование надлежащего режима горных работ карьера на весь период его существования является задачей первостепенной экономической важности.

Значения текущих коэффициентов вскрыши могут резко изменяться в течение года в зависимости от климатических условий. Вместе с тем они резко изменяются также и по годам существования. Очевидно, что себестоимость добытого полезного ископаемого также будет изменяться вслед за изменением текущего коэффициента вскрыши. Неравномерность текущих коэффициентов вскрыши в течение года не скажется на себестоимости, если погашение затрат на вскрышные работы производится по среднегодовым показателям.

Сложнее обстоит вопрос с изменением текущих коэффициентов вскрыши за длительное время. На отдельных этапах разработки общая себестоимость будет ниже или выше средних показателей, ибо она изменяется вслед за изменением текущего коэффициента вскрыши. Такой характер изменений стоимости полезного ископаемого является спецификой именно открытых горных работ, и поэтому вопрос о рентабельности открытой разработки месторождений может рассматриваться только в разрезе длительного периода, в принципе за весь срок существования карьера.

Экономически эффективный режим горных работ должен соответствовать основным требованиям планомерного развития данной отрасли промышленности. Календарное распределение объемов горных, и в частности вскрышных, работ должно быть подчинено режиму экономии государственных средств и рациональному использованию техники и общественного труда. Критерием для суждения о степени неравномерности объемов вскрышных работ служит показатель среднего коэффициента вскрыши на период эксплуатации.

Экономическая сущность вопроса иллюстрируется следующим упрощенным примером (рис. 34).

При установленном уровне добычи (2 млн. $м^3$ в год) предприятие за срок своего существования может работать как со средними объемами вскрышных работ (линия *1—1'*), так и с неравномерными объемами работ по годам (линия *2—2'*). В первом случае, с третьего года по двенадцатый, выполняется обязательный для обоих вариантов объем в 8 млн. $м^3$ и, кроме того, дополнительный объем по 2 млн. $м^3$ вскрыши в год. Для этого при первом варианте необходимо задолжить с третьего года дополнительно 2—3 экскаватора в комплекте с другим оборудованием и использовать их до конца существования карьера. За счет этого мероприятия в период с двенадцатого по двадцатый год объемы вскрышных работ могут быть снижены по сравнению со вторым вариантом с 12 до 10 млн. $м^3$ в год.

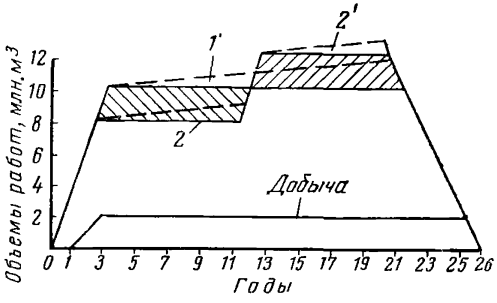


Рис. 34. Графики равномерного (*1* и *1'*) и неравномерного (*2* и *2'*) распределения объемов вскрышных работ на карьере

При втором варианте объемы вскрышных работ в первый период эксплуатации меньше на 2 млн. $м^3$ в год, но зато с двенадцатого года потребуется ввести дополнительно 4—6 экскаваторов с комплектом другого оборудования.

Возникает задача выбрать экономически эффективный вариант с учетом как капитальных затрат на оборудование, так и переходящих затрат на вскрышные работы, производимые этим оборудованием, с учетом фактора времени и оценкой эффективности капитальных затрат. В данном примере дополнительные капитальные затраты на оборудование при первом варианте по сравнению со вторым уменьшают текущие затраты только через 10—12 лет, а в первый период вызывают увеличение текущих затрат.

При улучшении методов труда, внедрении усовершенствований и повышении времени эффективного использования оборудования первоначально установленное количество оборудования с течением времени способно выполнить больший объем работ против принимаемого в проекте. Для приближенного суждения об этом можно воспользоваться фактическими данными роста производительности экскаваторов и транспортных средств на угольных и рудных карьерах за прошедшие годы. Среднегодовой прирост производительности однотипного экскаватора на угольных карьерах может быть принят 7—10%, а средний прирост производительности локомотивосостава в *ткм* 10—15% в год.

Производительность одного экскаватора и годовой объем, который способен выполнить данный экскаватор за 1-й год

работы, могут быть приближенно установлены по формулам:

$$Э_г^T = Э_г + Э_г\,0{,}01PT,\ м^3/год; \tag{40}$$

$$V^T = V_0\,(1 - 0{,}01T) = Э_г N_э\,(1 + 0{,}01PT),\ м^3/год, \tag{41}$$

где V^T — искомый годовой объем, который выполняет данное оборудование на T-й год работы;

$Э_г^T$ — фактическая производительность одного экскаватора в тот же год;

V_0 — норма годового объема одного экскаватора;

$Э_г$ — норма годовой производительности одного экскаватора;

P — средний рост за год производительности экскаваторов, %;

$N_э$ — количество экскаваторов;

T — расчетный (по календарному плану) год работ.

С учетом этого обстоятельства графики режима горных работ за период эксплуатации будут выражаться на рис. 34 соответственно наклонными прямыми *1'* и *2'*.

Если режим вскрышных работ неравномерен, то его можно, если не полностью, то частично, выравнять за счет планомерного и значительного увеличения объема вскрышных работ (против необходимого объема) в первые годы или за счет отнесения части вскрыши к последующим годам работы путем консервации работ на уступах. Для опережения вскрышных работ необходимо ввести в эксплуатацию дополнительное оборудование, штаты рабочих и произвести связанные с этим капитальные затраты.

Выравнивание режима вскрышных работ на карьерах с относительно коротким сроком существования способствует устойчивой экономической деятельности предприятия, равномерному и лучшему использованию оборудования и штатов. Оно избавляет от необходимости в какие-то отдельные периоды работ резко увеличивать количество оборудования и штат трудящихся, которые в последующее время используются не полностью.

Тот или иной режим горных работ выбирается на основе экономических расчетов с учетом конкретных технических возможностей данного предприятия и отрасли промышленности. Однако при длительном сроке существования карьера (20 и более лет) равномерный режим вскрышных работ экономически менее благоприятен, чем неравномерный, по следующим причинам:

1. Неравномерный режим вскрышных работ больше соответствует условиям расширенного социалистического воспроизводства, так как позволяет использовать материальные ценности и живой труд более оперативно и не ведет к их омертвлению.

2. При ежегодном повышении производительности труда и оборудования выполнение дополнительного объема вскрышных работ не в начальный период, а в последующие годы позволит сэкономить материальные ценности и живой труд.

3. Повышение объемов в первый период затрудняет процесс развития и освоения предприятия, ведет к удлинению сроков освоения проектной мощности и фактическому удорожанию работ особенно в новых, малоосвоенных районах.

Таким образом, при коротком сроке существования карьера, соответствующем сроку амортизации основного оборудования и сооружений (8—12 лет), следует стремиться к равномерному режиму горных работ.

При длительном сроке существования карьера, когда основное оборудование и часть сооружений амортизируются в два и более цикла, следует принимать неравномерный режим в виде ступенчатого графика.

Продолжительность одной ступени в зависимости от срока существования должна соответствовать сроку амортизации основного оборудования или быть несколько меньше его, с тем чтобы работа предприятия была устойчивой. Продолжительность пикового объема работ не может быть меньше амортизационного срока. Достигается такое уравновешивание тем, что ступень в объемах работ принимается равной или кратной годовой производительности принятой модели экскаватора.

В целом эффективность вариантов при исследовании режима горных работ необходимо оценивать путем совместного учета всех затрат.

Согласно типовой методике [24]: «Если по сравниваемым вариантам капитальные вложения осуществляются в разные сроки, а текущие затраты изменяются во времени, то сравнение вариантов следует производить приведением затрат более поздних лет к текущему моменту путем применения коэффициента приведения, исчисляемого по выражению»:

$$B = \frac{1}{(1+P_н)^t},$$

где B — коэффициент приведения;

t — период времени приведения в годах;

$P_н$ — норматив для приведения разновременных затрат, равный 0,08.

§ 3. Технологические основы оконтуривания карьеров

Размеры карьера в плане, его глубина и конфигурация являются главными параметрами карьера, от которых зависят запасы полезного ископаемого и объем вскрышных пород, производственная мощность предприятия и срок его существования, способ вскрытия и схема комплексной механизации, расположение главных транспортных и энергетических коммуникаций, расположение отвалов и поверхностных сооружений и т. п.

Своеобразность задачи проектирования граничных контуров карьерного поля заключается в том, что для установления границ необходимо знать места расположения отвалов, систему разработки, схему вскрытия, показатели коэффициентов вскрыши, экономические показатели и многие другие данные, которые сами по себе могут быть точно установлены только после оконтуривания карьерного поля.

Технический прогресс определяет непрерывный процесс совершенствования техники, технологии и организации открытых горных разработок. Точно прогнозировать этот процесс на большие отрезки времени, соответствующие срокам существования карьера, на данном этапе развития науки не представляется возможным.

Положение конечных контуров карьера зависит также от ряда инженерно-геологических и горнотехнических факторов, установить которые с достаточной степенью точности можно только в процессе разработки. Так, максимальные размеры карьерного поля в значительной мере определяются устойчивостью горных пород, слагающих борта карьера на проектируемых глубинах, что может быть установлено лишь в процессе разработки месторождения на этих глубинах.

В силу указанных причин можно считать границы карьера, установленные при проектировании, относительно точными и справедливыми только для определенного периода времени и уровня техники.

Принципиальное решение задачи о границах открытых горных работ производится на основе анализа себестоимости добычи полезного ископаемого открытым способом на различных глубинах, сопоставления ее с планово-допустимой себестоимостью, определяемой установленными ценами на продукцию, и учитывая также потребность в данном виде полезного ископаемого и уровень рентабельности предприятия. Если месторождение или его часть может разрабатываться подземным и открытым способами, обязательно их сопоставление по результативным экономическим показателям и по организационно-техническим условиям.

Экономическая оценка возможных вариантов границ должна производиться по величине общих приведенных к одному моменту времени затрат на разработку с учетом этапов развития горных работ: например — на момент сдачи карьера в эксплуатацию, на момент полного развития мощности и на момент погашения. При этом необходимо учитывать фактор технического прогресса и экономической эффективности государственных средств, вкладываемых в горное производство разновременно.

Ежегодные затраты средств на разработку месторождения с учетом технического прогресса можно приближенно определить через показатель себестоимости по формуле

$$S_T = S_0 K_c^T, \ руб/м^3, \tag{43}$$

где S_0 — себестоимость 1 $м^3$ горной массы в исходный год;

S_T — то же, через T лет;

K_c — коэффициент ежегодного снижения себестоимости, равный приблизительно 0,95—0,97.

В условиях разработки вытянутых залежей необходимо также уточнять экономически эффективную протяженность карьерного поля согласно установленной мощности карьера. В этих случаях часто возникает необходимость разделения месторождения на отдельные карьерные поля.

В ряде случаев при установлении открытых горных работ на окончательное решение вопроса оказывает влияние ряд специфических факторов. Так, глубина открытых горных работ может быть принята больше, чем та, которая получена при технико-экономических расчетах, если:

запасы полезного ископаемого, расположенные ниже предельной глубины карьера, относительно невелики и поэтому строительство подземного рудника для их доработки нецелесообразно;

месторождение характеризуется весьма сложным строением и распределением отдельных типов и сортов полезного ископаемого, что часто в условиях подземной разработки может привести к большим потерям ценного компонента;

месторождение (обычно угольное или сульфидных руд) весьма опасно в отношении самовозгорания;

благоприятные условия открытых горных работ создают возможность совмещать добычу полезного ископаемого с его первичной переработкой (например, в промышленности стройматериалов).

Размеры карьера в плане при прочих благоприятных условиях ограничиваются:

при наличии в месторождении по простиранию участков, имеющих мощность менее допустимой, либо участков с непромышленным содержанием полезных компонентов;

при разработке группы залежей, расположенных на отдельных участках на относительно большом расстоянии одна от другой;

при наличии природных или искусственных преград, препятствующих, а в отдельных случаях и исключающих на данном месте возможность развития горных работ (реки, озера или другие водоемы, геологические нарушения, крупные сооружения, магистральные железнодорожные или автомобильные пути и т. д.).

§ 4. Экономическая оценка графиков горных работ и принципы установления границ открытых разработок

Выполненный график режима горных работ должен быть оценен экономически как по капитальным затратам, так и по эксплуатационным расходам с учетом фактора времени в расходовании средств, их возврата и прибылей при реализации продукции.

Более полная и точная оценка действия фактора времени может производиться только после трансформации графиков геометриче-

Таблица 8

Экономическая оценка графика режима горных работ

	Показатели	Формула	Периоды разработки, лет								
			строительство I очереди			строительство II очереди			эксплуатация		
Объемы, млн. м³	Объемы горнокапитальных работ	$V_к$	3	6	10	13	10	5	—	—	—
	в том числе попутная добыча	$D_к$	—	0,3	0,6	—	0,2	0,8	—	—	—
	Объемы вскрыши	$V_в$	—	—	—	3	15	20	25	25	25
	в том числе попутная добыча	$D_в$	—	—	—	—	—	—	—	—	—
	Объемы добычи полезного ископаемого	$D_э$	—	—	—	1,5	1,8	2,2	3,0	3,0	5,0
Расходы, млн. руб.	Непосредственные затраты на горнокапитальные работы	$З_к = V_к S_к K_б^т$	1,7	3,3	5,3	6,6	4,9	2,4	—	—	—
	Затраты на горнокапитальные работы, проведенные к моменту окончания строительства I очереди	$З_{кп} = S_к (1+E)^т$ и $S_{кп_2} = \frac{S_к}{(1+E)^т}$	2,6	4,4	6,1	5,7	3,7	1,6	—	—	—
	Непосредственные затраты на вскрышные работы	$З_о = V_в S_в K_с^т$	—	—	—	0,8	3,7	4,7	5,6	5,5	5,2
	Приведенные затраты на вскрышные работы	$З_{в.п} = \frac{З_в}{(1+E)^т}$	—	—	—	0,7	2,8	3,1	3,2	2,7	2,3
	Непосредственные затраты на добычные работы	$З_э = D_э S_э K_в^т$	—	—	—	0,6	0,7	0,9	1,1	1,1	1,8
	Приведенные затраты на добычные работы	$З_{э.п} = \frac{З_э}{(1+E)^т}$	—	—	—	0,5	0,5	0,6	0,6	0,5	0,5
Доходы, млн. руб.	Доход от реализации попутной добычи при горнокапитальных работах	$Р_к = D_к C_п K_с^т$	—	1,9	3,7	—	1,1	4,3	—	—	—
	Приведенная сумма дохода от попутной добычи при горнокапитальных работах	$Р_{кп_1} = Р_к (1+E)^т$ и $Р_{кп_2} = \frac{Р_к}{(1+E)^т}$	—	2,5	4,2	—	0,8	2,9	—	—	—
	Доход от реализации попутной добычи при вскрышных работах	$Р_в = D_в C_п K_с^т$	—	—	—	—	—	—	—	—	—
	Приведенная сумма дохода от попутной добычи при вскрышных работах	$Р_{вп} = \frac{Р_в}{(1+E)^т}$	—	—	—	—	—	—	—	—	—
	Доход от реализации добычи в процессе эксплуатации	$Р_э = D_э C_п K_с^т$	—	—	—	9,0	11,0	12,0	17,0	16,0	25,0
	Приведенная сумма дохода от реализации добычи при эксплуатации	$Р_{э.п} = \frac{Р_э}{(1+E)^т}$	—	—	—	8,0	8,0	10,0	9,0	9,0	8,0
Итого, млн. руб.	Суммарные непосредственные затраты	$З = З_к + З_в + З_э$	1,7	3,3	5,3	8,0	9,3	8,0	6,7	6,6	5,6
	Суммарные приведенные затраты	$З_п = З_{к.п} + З_{в.п} + З_{э.п}$	2,6	4,4	6,1	6,9	7,0	5,3	3,8	3,2	2,7

	Показатели	Формула
Итого, млн. руб.	Суммарный доход от реализации добычи	$P = P_к + P_в + P_э$
	Суммарный приведенный доход от реализации добычи	$P_п = P_{к.п} + P_{в.п} + P_{э.п}$

Обозначения: $S_к$ — себестоимость 1 $м^3$ горнокапитальных работ;
E — коэффициент народнохозяйственной эффективности;
$C_п$ — отпускная цена 1 $м^3$ полезного ископаемого;

ского анализа в график календарного распределения объемов работ. Вместе с тем, если сроки освоения проектной мощности по горной массе и производственная мощность карьера по полезному ископаемому могут быть приняты одинаковыми для различных вариантов режима, экономическую оценку режима можно производить непосредственно по графикам геометрического анализа карьерного поля.

Отправные объемные показатели поэтапного извлечения полезного ископаемого и вскрышных пород принимаются по графику геометрического анализа с учетом распределения по годам (в натуральном измерении) и расчеты сводятся в таблицу (табл. 8).

Для сопоставления затрат, произведенных в различные периоды разработки, их приводят к определенному моменту времени (например к моменту окончания строительства первой очереди карьера).

Экономическая эффективность вложения государственных средств может быть определена в виде прибыли, выраженной приведенными значениями разности между суммарной реализуемой стоимостью и суммарными затратами.

На основании сопоставления капитальных затрат, эксплуатационных расходов и общих затрат во времени и средств от реализации полезного ископаемого выбирается по технологическим и экономическим факторам наиболее выгодный и целесообразный вариант. Динамика изменения экономических факторов при различных режимах горных работ может быть показана в виде графиков.

Принятый график режима является основой для установления границ карьера. Кроме того, при установлении границ карьера весьма важное значение имеют мощность предприятия, условия вскрытия карьерного поля, производительность труда, необходимость получения в определенный период сырья определенного качества, безопасность работ и т. п.

В общем случае границы открытых горных работ экономически обосновываются по значениям коэффициентов вскрыши и себестоимости единицы добычи и вскрыши. Экономически целесообразной глубиной карьера большинство проектных организаций принимали

Продолжение табл. 8

Периоды разработки, лет								
строительство I очереди			строительство II очереди			эксплуатация		
—	1,9	3,7	0,9	12,1	16,3	17,0	16,0	25,0
—	2,5	4,2	8,0	8,8	10,9	10,0	9,0	8,0

$K_с$ — коэффициент ежегодного снижения себестоимости;
$S_в$ — себестоимость 1 $м^3$ вскрыши;
$S_э$ — эксплуатационная себестоимость 1 $м^3$ полезного ископаемого.

ту глубину, на которой контурный коэффициент вскрыши равен граничному. Естественно, что при этом на всех вышележащих горизонтах себестоимость добычи открытым способом должна быть ниже, чем себестоимость добычи подземным способом. В результате и средняя стоимость добычи единицы полезного ископаемого в контуре карьера получается меньшей, чем при подземном способе, или по сравнению с допустимой плановой себестоимостью имеет место общая экономия государственных средств. Однако при пользовании таким принципом совершенно не учитывается время вложения средств и экономическая эффективность вложенных средств с учетом фактора времени. Могут иметь место случаи, что объем вложений первых лет может привести к невыгодному использованию средств. Неоднократно возникали предложения определять конечные контуры открытых горных работ, приравнивая средний коэффициент граничному коэффициенту вскрыши. Себестоимость открытых и подземных работ в среднем за период разработки в таком случае будет одинаковой, а месторождение в целом будет разработано с одинаковыми затратами средств. Режим горных работ при этом может быть весьма неблагоприятным, поскольку большие объемы вскрышных работ, особенно при вскрытии коротких в плане, но глубоко распространяющихся рудных тел, необходимо извлекать в начальный период разработки. При этом участки на глубине, которые выгоднее было бы разработать, например, подземным способом, отводятся для открытых разработок, а достигнутая от применения открытых работ на верхних горизонтах экономия теряется при разработке нижних горизонтов открытым способом.

Вместе с тем такой принцип сопоставления, так же как и первый, не позволяет учесть действие фактора времени в эффективности вложения и в использовании государственных средств.

Указанные принципы отыскания границ открытых разработок путем приравнивания контурного и среднего коэффициентов вскрыши к граничному в современных условиях учета эффективности вложения государственных средств во времени становятся недействительными.

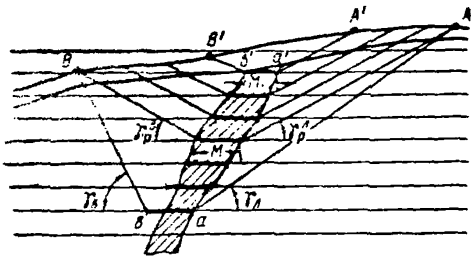


Рис. 35. Схема к установлению границ карьера по текущему коэффициенту вскрыши

Они могут быть использованы только в тех случаях, когда необходимо определить ориентировочно возможное расширение границ карьера в перспективе, если известно, что данное месторождение будет, ввиду благоприятных природных условий или по другой причине, разрабатываться только открытым способом. В общем же случае глубина открытых горных работ должна устанавливаться на основе анализа затрат государственных средств во времени, анализа стоимости добываемого полезного ископаемого, рентабельности и прибыльности предприятия по всем этапам его развития.

Такой подход к решению проблемы о границах открытых разработок достигается тем, что на основе анализа действительного режима горных работ в основу определения конечной глубины карьера закладывается принцип приравнивания текущего коэффициента вскрыши граничному. В этом случае открытые горные работы нормально развиваются на данном месторождении во всех направлениях до тех пор, пока текущий коэффициент вскрыши не достигнет граничного и разработка станет нерентабельной. Дальнейшее расширение контуров карьера в плане в этом случае прекращается, а горные работы углубляются на допустимую по условиям устойчивости откосов борта глубину. Объемы вскрышных работ с момента прекращения расширения контуров карьера в плане будут уменьшаться и, таким образом, экономичность открытой разработки будет сохраняться до полной отработки месторождения в пределах намеченных контуров. Такая постановка задачи означает, что отыскивают не конечную глубину карьера и затем отстраивают верхний контур карьера, а, наоборот, находят границы карьера на уровне поверхности и затем, в соответствии с величиной углов откоса бортов карьера на момент погашения работ, находят конечную глубину карьера (рис. 35).

§ 5. Приближенное аналитическое и графическое определение контуров и глубины карьера

Аналитические методы. Глубина карьера зависит от большого числа факторов, основными из которых являются: мощность и условия залегания рудного тела, рельеф поверхности, способ вскрытия и направление развития горных работ, система разработки, экономические показатели открытого и подземного способов добычи. Учесть все факторы, необходимые для точного решения задачи, в одной ана-

литической зависимости практически невозможно. Поэтому аналитические выражения для определения технической глубины карьера могут быть составлены только для отдельных частных случаев применительно к наиболее простым условиям разработки либо при допустимой идеализации природных условий.

Наиболее полное и экономически обоснованное определение глубины карьера с учетом большого числа названных факторов возможно посредством геометрического анализа карьерного поля, основы которого изложены выше.

В ряде случаев обычно в первоначальные этапы проектирования карьера, особенно для месторождений правильной формы, бывает достаточно знания ориентировочной глубины карьера, что можно установить аналитическим методом.

Условие экономичности открытых работ соблюдается, если текущий коэффициент вскрыши не превышает величины граничного коэффициента вскрыши:

$$K_т \leqslant K_{гр} = \frac{C_п - C_о}{C_в}, \; м^3/м^3, \tag{44}$$

где $C_п$ и $C_о$ — соответственно плановая себестоимость и себестоимость собственно добычи 1 $м^3$ полезного ископаемого открытым способом, *руб/м*;

$C_в$ — себестоимость 1 $м^3$ вскрыши, *руб/м*.

Значение текущего коэффициента вскрыши (рис. 36) для горизонта x в данном геологическом профиле определяется из условия

$$K_т^x = \frac{\sum V_л^x + \sum V_в^x + V_д^x}{\sum V_н^x}, \; м^3/м^3. \tag{45}$$

Угол откоса борта на определенном участке по его высоте может приниматься неизменным при разносе бортов на небольшую величину. Поэтому можно принять, что на профильной плоскости разнос бортов при углублении карьера на единицу глубины ($H_у = 1$) заключен между параллельными линиями откосов.

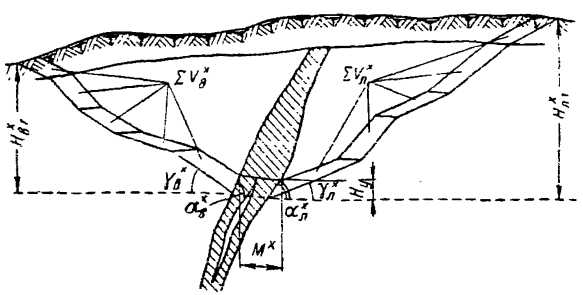


Рис. 36. Аналитическое определение коэффициента вскрыши

В общем с[illegible] текущий коэффициент вскрыши

$$K_т = \frac{H^x_{в.т}(\operatorname{ctg}\gamma^x_в + \operatorname{ctg}\alpha^x_в) + H^x_{л.т}(\operatorname{ctg}\gamma^x_л - \operatorname{ctg}\alpha^x_л) + m_x}{M_x - m_x}, \quad м^3/м^3. \qquad (46)$$

где $H^x_{в.т}$ и $H^x_{л.т}$ — текущая глубина карьера со стороны висячего и лежачего бока, *м*;

M_x и m_x — мощности залежи и породных прослойков, *м*.

Для случая, когда поверхность представлена равниной, уравнение примет вид

$$K_т = \frac{H_т(\operatorname{ctg}\gamma^x_в + \operatorname{ctg}\gamma^x_л) + m_x}{M_x - m_x}. \qquad (47)$$

По аналогичным формулам определяется и величина контурного коэффициента вскрыши. При этом под углами $\gamma_в$ и $\gamma_л$ понимаются [illegible] рабочем состоянии, а на момент погашения карьера.

Подставляя значения $K_т$ в уравнение (47) и решая его относительно текущей глубины карьера $H_т$, получим:

$$H_т = \frac{C_п - C_о}{C_в} \cdot \frac{(M_x - m_x) - C_в m_x}{\operatorname{ctg}\gamma_в + \operatorname{ctg}\gamma_л}, \quad м. \qquad (48)$$

Для пласта с выдержанными элементами залегания эта формула упрощается:

$$H_т = \frac{K_т M}{\operatorname{ctg}\gamma_в + \operatorname{ctg}\gamma_л}, \quad м. \qquad (49)$$

При установлении согласно уравнению (48) текущей глубины карьера не учитывается о обстоятельство, что в общие объемы вскрыши входят также наносы, стоимость добычи которых обычно ниже, чем коренных пород. Это обстоятельство может быть учтено заменой мощности наносов $h_н$ эквивалентной мощностью коренных пород $h_э$ (рис. 37) согласно выражению:

$$h_э = \frac{C_н h_н}{C_в}, \quad м. \qquad (50)$$

В этом случае глубины, полученные по формулам (48)—(49), должны измеряться не от уровня поверхности, а от уровня эквивалентного горизонта, построенного согласно формуле (50). Полная глубина карьера определяется как сумма, определенная по формулам (48)—(49) и (50), и разность мощности наносов и эквивалентной мощности коренных пород

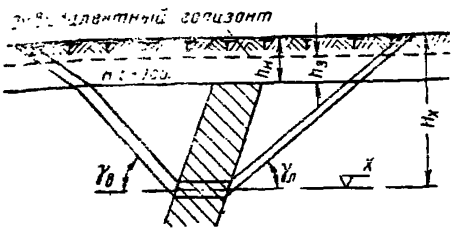


Рис. 37. Замена насосов эквивалентной толщей коренных пород

$$h_н - h_э = \frac{C_в - C_н}{C_в} h_н. \qquad (51)$$

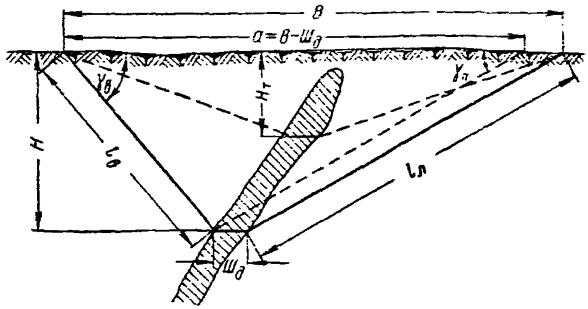


Рис. 38. Аналитическое определение глубины карьера по текущему коэффициенту вскрыши

При таком решении задачи текущая глубина карьера означает ту промежуточную глубину, при которой текущий коэффициент вскрыши становится равным граничному, и, следовательно, дальнейший разнос бортов становится невыгодным.

Очевидно также, что ниже этой глубины можно экономически выгодно продолжить открытые горные разработки, ведя работы на погашение, т. е. так, что верхний контур карьера остается неизменным, а работы развиваются вглубь путем доведения углов откоса бортов до соответствующих углов погашения. Таким образом, конечная глубина карьера является функцией от установленного положения верхних бровок и углов откоса бортов на момент погашения. Конечная глубина может быть определена по выражению (рис. 38)

$$H = \frac{(B - Ш_д)\sin\gamma_д \sin\gamma_в}{\sin(\gamma_в + \gamma_л)}, \text{ м}, \qquad (52)$$

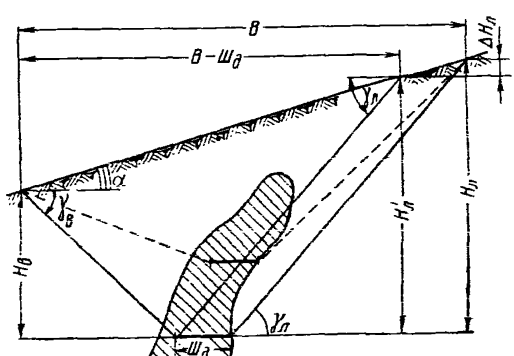


Рис. 39. Определение глубины карьера по текущему коэффициенту вскрыши при косогорном рельефе

где B — размер верхнего контура в плане для данного геологического разреза, *м*;

$Ш_д$ — ширина дна карьера, равная ширине подошвы разрезной траншеи, *м*.

С учетом рельефа местности глубина карьера со стороны лежачего и висячего бортов может быть определена следующим образом (рис. 39):

$$\left.\begin{aligned} H_в &= \frac{(B-Ш_д)\sin(\gamma_д-\alpha)\sin\gamma_в}{\cos\alpha\sin(\gamma_в+\gamma_д)}, \text{ м};\\ H_л &= \frac{(B-Ш_д)\sin(\gamma_в+\alpha)\sin\gamma_л}{\cos\alpha\sin(\gamma_в+\gamma_д)}+\frac{Ш_д\sin\alpha\sin\gamma_л}{\sin(\gamma_д-\alpha)}, \text{ м}, \end{aligned}\right\} \quad (53)$$

где α — угол наклона косогора, *град*.

В случае несогласного залегания рудного тела с рельефом местности соответственно меняются значения $\gamma_л$ на $\gamma_в$. Вследствие того что в приведенных формулах не учитываются объемы вскрыши от разноса торцевых частей карьера, применение данной методики установления конечной глубины карьера допустимо лишь для вытянутых по простиранию залежей при относительно небольшой глубине карьера. В противном случае ошибки из-за неучета разноса торцевых бортов могут быть весьма значительными.

Для относительно коротких залежей в случае, когда поверхность представлена равниной и глубина карьера по длине его отличается незначительно, конечная глубина карьера может быть определена из условия сопоставления граничного и контурного коэффициентов вскрыши:

$$H=\sqrt{\left(\frac{a}{2b}\right)^2+\frac{(K_к+1)S_п-S}{b}}-\frac{a}{2b}, \text{ м}, \quad (54)$$

здесь

$$a=\sum l_x \operatorname{ctg}\gamma_x; \quad b=\pi\operatorname{ctg}^2\gamma_{ср}. \quad (55)$$

l_x и γ_x — протяженность и угол откоса участков бортов по периметру дна карьера;

γ_x, $\gamma_{ср}$ — величины углов откоса борта на участке и в среднем по карьеру, соответствующие конечной глубине карьера;

$S_п$ — горизонтальная площадь полезного ископаемого;

S — площадь дна карьера.

При этом может возникнуть необходимость уточнить глубину карьера повторным расчетом.

При разработке наклонных и крутопадающих месторождений, когда углы откосов бортов относительно мало отличаются один от другого, можно пользоваться усредненной величиной

$$\gamma_{ср}=\frac{\gamma_1 l_1+\gamma_2 l_2+\ldots+\gamma_n l_n}{l_1+l_2+\ldots+l_n}. \quad (56)$$

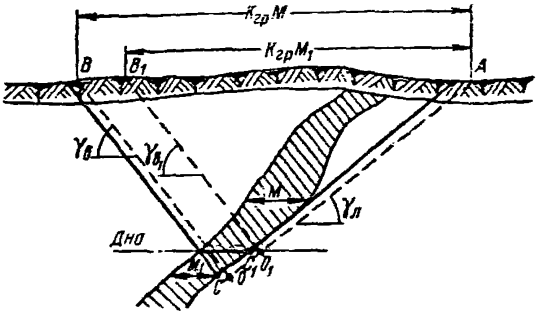


Рис. 40. Упрощенный графический метод установления конечной глубины карьера по контурному коэффициенту вскрыши

Тогда расчетная формула (54) может быть упрощена до вида:

$$H = \operatorname{tg}\gamma_{ср}\left(\sqrt{0{,}025\,P^2 + 0{,}32\,K_{гр}S} - 0{,}16\,P\right), \text{ м}, \qquad (57)$$

где P — периметр дна карьера, *м*.

Графические методы. 1. *Если конечная глубина карьера* для данного геологического профиля устанавливается по известному значению $K_{гр}$ путем сопоставления его с контурным коэффициентом вскрыши, то для графического установления глубины карьера необходимо (рис. 40):

на ориентировочно возможной глубине карьера замерить горизонтальную мощность залежи M;

от любой точки A на поверхности отложить отрезок, равный произведению $K_{гр}M$;

из точек A и B провести наклонные прямые линии по принятым углам откоса бортов карьера $\gamma_л$ и $\gamma_в$. Точка пересечения прямых O соответствует отметке дна карьера;

измерить горизонтальную мощность залежи на уровне точки O. Если мощность залежи M_1 при этом мало отличается от принятой мощности M, то глубина карьера установлена правильно.

Если же величина M_1 резко отличается от M, то построение повторяют, для чего от точки A откладывают отрезок $AB_1 = K_{гр}M_1$. Уровень вновь полученной точки O_1 обычно соответствует уточненной конечной глубине карьера. В противном случае построение повторяется.

Для построения контура карьера на данном профиле высотное положение точки O_1 переносится на лежачий бок залежи (точка C), вычерчивается дно карьера и действительные линии откосов бортов, параллельные линиям AO_1 и B_1O_1.

В случае, если углы откосов бортов карьера значительно изменяются с глубиной, то следует под углами $\gamma_в$ и $\gamma_л$ подразумевать углы откосов бортов на исследуемых глубинах, при этом наклонные

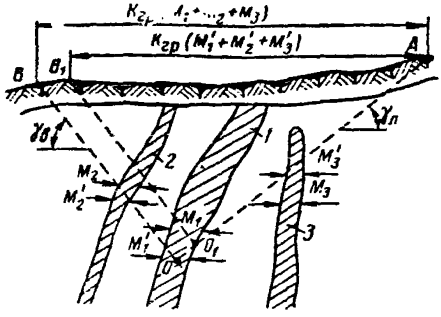


Рис. 41. Графическое установление глубины карьера при наличии нескольких сближенных залежей

линии BO и AO являются условными вспомогательными, служащими для отыскания конечной глубины карьера. Действительные откосы бортов вычерчиваются после установления глубины карьера.

Если поверхность представлена некрутым косогором, то следует проводить вспомогательный (средний) горизонт на уровне отметки поверхности, соответствующей выходам залежи.

Конечная глубина карьера графическим методом может быть относительно просто определена и при наличии нескольких залежей в данном геологическом профиле (рис. 41). В этом случае глубину карьера следует определять применительно к главной, наиболее мощной залежи *1*, а извлечение залежей *2* и *3* рассматривать как попутное.

Порядок построения сохраняется прежним. От произвольной точки A на поверхности (или на вспомогательном горизонте при косогоре) проводится отрезок AB, численно равный произведению $K_{гр}(M_1 + M_2 + M_3)$.

Из точек A и B под углами $\gamma_л$ и $\gamma_в$ проводятся наклонные прямые точка пересечения которых O расположена на конечной отметке глубины карьера. На уровне точки O замеряются горизонтальные мощности M_1'; M_2'; M_3' и проверяется соответствие их принятым значениям. В противном случае построение повторяют и находят уточненную глубину карьера, соответствующую высотному положению точки O_1.

В случае, когда в контуры карьера попадают одинаково мощные залежи, удаленные одна от другой настолько, что профиль карьера может получиться ломаным (рис. 42), построение следует производить для одной из залежей (например, *1*), рассматривая извлечение залежи *2* как попутное. После установления контура карьера *I—I* необходимо проверить целесообразность углубления карьера по залежи *2*. Для приближенного, но достаточно точного нахождения

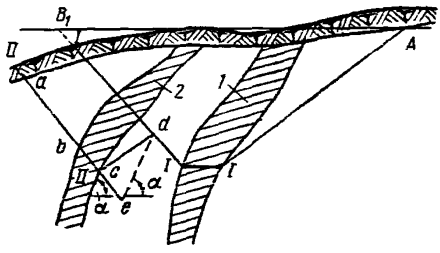


Рис. 42. Графическое установление глубины карьера для взаимно удаленных залежей

границы по левому борту *II—II* следует перемещать угольник параллельно борту до положения, при котором линейное соотношение отрезков $\frac{ab+ce}{dc}$ будет равно заданной величине граничного коэффициента вскрыши. При этом линия *de*, определяющая точку *e*, является вспомогательной. Она наклонена к горизонту под углом, равным углу падения залежи.

Аналогичным образом находят глубину карьера для пологопадающих и наклонных залежей, когда разнос бортов со стороны лежачего бока не производится. По заданному углу откоса борта находят такое положение борта $\gamma_в$, при котором линейное соотношение участков борта, проходящих по породам и по полезному ископаемому, становится равным граничному коэффициенту вскрыши.

2. *Графический метод установления глубины карьера* по текущему коэффициенту вскрыши заключается в следующем (см. рис. 35).

Поперечное сечение по месторождению по высоте делится горизонтальными прямыми, расстояние между которыми кратно или равно высоте уступа.

В соответствии с принятым порядком развития горных работ на каждом горизонте выбирается место заложения разрезной траншеи и фиксируются точки дна карьера для каждого этапа работы (*a'*, *b'* и т. д.).

От этих точек под углом рабочего борта карьера, равного 17—20°, проводятся наклонные прямые до пересечения с дневной поверхностью.

Замеряется разнос бортов (*A'B'* и т. д.) по каждому этапу. Полученная величина делится на соответствующую горизонтальную мощность рудного тела на уровне дна траншеи (M_1 и т. д.).

Горизонт, на котором обеспечивается минимальная ширина разрезной траншеи (*ab*), является конечным.

Очевидно, что в общем случае пересечение прямых *Bв* и *Aa* может оказаться за пределами рудного тела. В этих случаях по установленной конечной глубине карьера уточняются контуры карьера, для чего из точек, фиксирующих положение дна на установленной глубине карьера, проводятся наклонные прямые под углами $\gamma_л$ и $\gamma_в$ до пересечения с дневной поверхностью.

3. *Графический метод установления глубины карьера* по текущему коэффициенту вскрыши для месторождений штокообразной формы имеет свои особенности, обусловленные тем, что исходными материалами

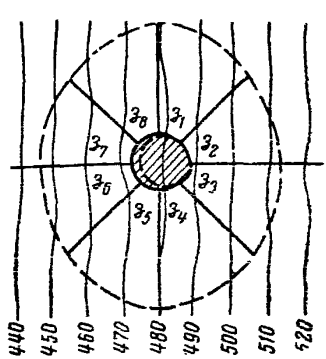


Рис. 43. Графический метод установления глубины карьера по текущему коэффициенту вскрыши для штокообразных залежей

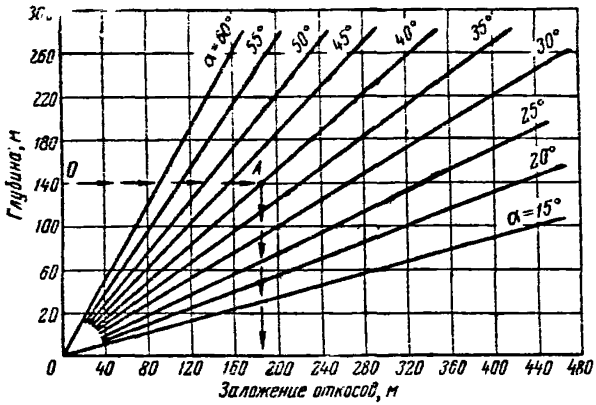


Рис. 44. График заложения откосов

для проектирования при этом являются не поперечные профили, а погоризонтные планы залежи.

В соответствии с этим порядок оконтуривания карьера следующий.

На каждом плане горизонта (рис. 43) (либо через несколько) наносится топография поверхности и вычерчивается положение дна карьера, форма и размер которого в основном определяются конфигурацией залежи и типом применяемого горнотранспортного оборудования. Кроме того, на этих же планах по принятому рабочему углу борта $\gamma_р$ устанавливаются верхние контуры карьера. Для этого по всему периметру дна откладывают отрезки $З_1$, $З_2$, $З_3$ и т. д., численно равные $З = (О_в + О_н)\ \mathrm{ctg}\ \gamma_р$. Здесь $О_в$ и $О_н$ — отметки на верхнем и нижнем контуре карьера.

Величины $З_1$, $З_2$ и т. д. можно также установить по вспомогательному графику (рис. 44), где по оси абсцисс отложены величины заложения откосов, а по оси ординат — глубины до соответствующих горизонтов.

С помощью планиметра или другими способами замеряются площади горизонтальных проекций верхних контуров для каждого этапа, а также площади полезного ископаемого в этих контурах.

Отношения этих площадей определяют значения текущих коэффициентов вскрыши для каждого этапа.

Начиная с этапа, где $К_т = К_{гр}$, горные работы должны развиваться только вглубь. Для отыскания конечной глубины на профиле из точек внешнего контура опускаются наклонные прямые под углами погашения бортов карьера $\gamma_в$ и $\gamma_л$ до глубины, обеспечивающей минимально допустимые размеры дна карьера.

§ 6. Установление границ карьера по графикам текущих коэффициентов вскрыши и полезного ископаемого

При установлении границ карьера по графикам текущих коэффициентов вскрыши исходят из положения о том, что глубина открытых горных работ является производной от размеров карьера в плане. В связи с этим предварительно устанавливается конечное положение верхних контуров и лишь затем определяется глубина карьера. По установленной глубине карьера и принятым углам погашения уточняется конечное положение бортов карьера.

Основанием для установления границ карьера по графикам текущих коэффициентов вскрыши для вытянутых залежей являются поперечные геологические профили по месторождению (рис. 45).

Описанными выше приемами вычерчиваются графики горной массы, вскрышных пород, полезного ископаемого и текущих коэффициентов вскрыши. Верхние контуры карьера в плане, при которых достигается равенство текущего и граничного коэффициентов вскрыши, означают, что, начиная с этого этапа, необходимо прекратить

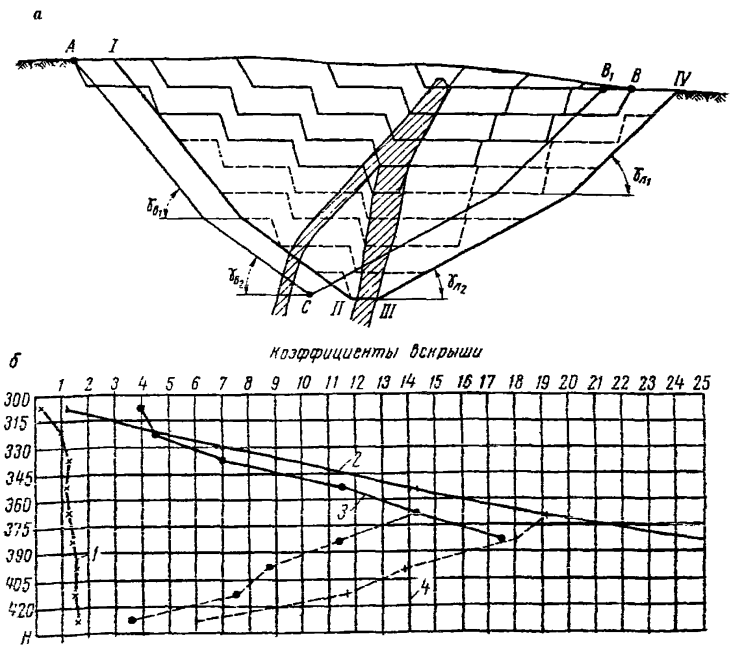


Рис. 45. Схема к установлению границ карьера по графикам текущих коэффициентов вскрыши

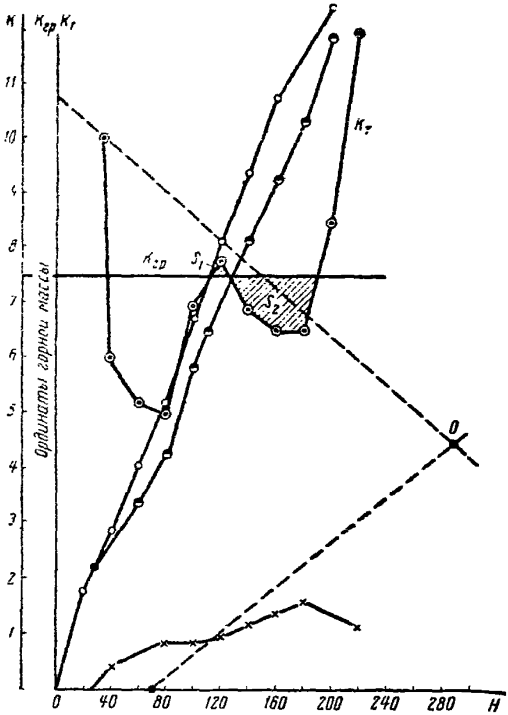


Рис. 46. Порядок определения границ карьера на графике текущих коэффициентов вскрыши

расширение контуров карьера в плане и вести работы на погашение.

При сложной конфигурации залежи возможно несколько точек пересечения графиков $K_{гр}$ и $K_т$. Тогда оптимальная текущая глубина карьера устанавливается путем сравнения смежных площадей, замкнутых между графиками (например, на рис. 46 площадей S_1 и S_2) с учетом времени разработки этих этапов.

Далее на поперечном профиле от любой точки верхнего контура (например, на рис. 45 от точки B) откладывают в пределах верхнего контура карьера отрезок, равный по ширине разрезной траншеи (BB_1). Из точек A и B_1 проводят до взаимного пересечения линии под углами, равными углам откосов бортов карьера на момент погашения, в соответствии с условиями устойчивости и размещения транспортных коммуникаций. В общем случае углы бортов карьера по высоте могут быть непостоянными; тогда откосы бортов имеют ломаный профиль.

Взаимное пересечение линий откосов бортов определяет горизонт дна карьера, на котором от точек, фиксирующих нижние бровки подошвы карьера, проводятся до пересечения с дневной поверхностью линии откосов бортов со стороны висячего и лежачего боков залежи, параллельные принятым ранее.

Полученный в результате построений контур $I—II—III—IV$ является экономически целесообразным конечным контуром карьера для данного поперечного профиля, так как текущие коэффициенты вскрыши во все периоды разработки не превышают граничного.

Вместе с тем при резком сокращении горизонтальной мощности залежи на отдельных горизонтах график текущих коэффициентов может иметь резкие местные скачки и при этом значение $K_т$ может превысить на каком-то этапе величину граничного коэффициента

вскрыши, после чего он вновь уменьшается (рис. 47). В таких случаях необходимо провести сравнение площадей $S_а$ и $S_в$ с учетом разновременности затрат средств и принять в качестве текущей ту глубину, которая не вызывает экономических потерь. Применительно к рис. 47 величина S_2 значительно больше величины S_1, что дает основание за текущую глубину карьера принять отметку точки T.

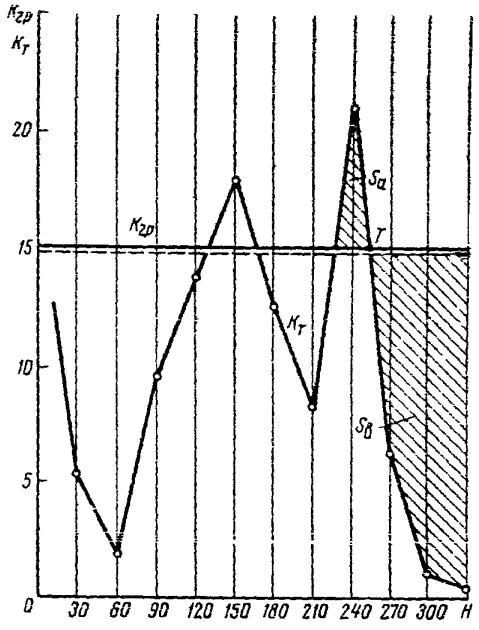


Рис. 47. Обоснование границ карьера для случаев резкого изменения величины $K_т$

По установленным контурам карьеров на поперечных геологических разрезах определяется затем продольный профиль карьера. Так как условия залегания рудного тела могут быть весьма сложными, то продольный профиль карьера может иметь сложную ступенчатую форму, неприемлемую по условиям вскрытия горизонтов и размещения горного и транспортного оборудования.

Поэтому профили карьера должны быть выровнены в соответствии с трассированием внутрикарьерных путей и принятой шириной рабочих площадок. Так как выравнивание профилей производится вблизи отметок со значениями $K_т$, близкими $K_{гр}$, то можно считать оконтуривание экономически обоснованным, если объемы вскрыши, прирезаемые к расчетному контуру и отсекаемые от него, будут усредняться с учетом фактора времени в расходовании государственных средств.

§ 7. Регулирование режима горных работ

Построенные графики режима горных работ и график текущих коэффициентов вскрыши справедливы только для того порядка развития горных работ, который был принят при вычерчивании положения рабочих бортов. Во всех случаях изменения графика распределения объемов должны сопровождаться соответствующими изменениями в положении рабочих бортов, так же как изменения в положении и размере подошвы разрезных траншей и в углах откосов бортов должны сопровождаться изменением графиков объемов и текущих коэффициентов вскрыши.

Из описания метода геометрического анализа карьерных полей вытекают следующие свойства графиков режима горных работ:

при заданных конечных положениях бортов, размере дна карьера и углах откосов его бортов объемы горной массы, вскрышных пород и полезного ископаемого являются величинами вполне определенными, выражающимися соответствующими площадями на графике;

объемы, извлекаемые при углублении работ на один или несколько уступов, равны площадям на сводном графике между соответствующими этапами работ;

какой бы вариант развития горных работ не рассматривался, итоговые данные запасов и объемов вскрыши могут отличаться друг от друга только на величину точности расчетов;

при постоянных для данного профиля площадях, ограниченных графиками, характер изменения графиков объемов и коэффициентов вскрыши может быть весьма различным. Этот характер зависит от направления развития горных работ, принятого при развитии карьера от начального до заданного (конечного) контура, от принимаемых размеров дна траншей и углов откосов бортов на промежуточных этапах.

Эти обстоятельства имеют первостепенное значение для исследования режима горных работ и значений текущего коэффициента вскрыши за период существования карьера.

Для уменьшения числа рассматриваемых вариантов режима и для более уверенного его регулирования рекомендуется строить два графика режима горных работ для принятых способов вскрытия и развития горных работ: 1) для нормальных по технологическим условиям углов откосов рабочих бортов и 2) для слоевых объемов и коэффициентов вскрыши. Второй график означает тот случай режима горных работ, когда разработка будет вестись слоями поочередно сверху вниз. Сопоставляя два указанных графика, нетрудно будет найти те этапы, для которых нужно сделать углы откосов бортов более пологими или более крутыми с целью выравнивания годовых объемов вскрышных работ.

При проектировании карьеров значения слоевых объемов и коэффициентов вскрыши необходимы также для расчетов объема грузовых перевозок карьерного транспорта по отдельным горизонтам.

При выборе режима горных работ следует иметь в виду, что некоторое уменьшение «пиковых» объемов работ в отдельные периоды существования карьера возможно за счет регулирования направления и порядка развития горных работ. В такие периоды возможно изменение производительности, что ведет соответственно к уменьшению годового углубления работ и, как следствие, к снятию пиковых нагрузок на вскрышных работах. При таком регулировании текущие коэффициенты вскрыши не уменьшаются, но значения годовых объемов вскрышных работ будут способствовать получению лучших технико-экономических результатов.

Уменьшение производственной мощности против проектной неизбежно и в период развития и затухания горных работ в карьере.

На действующих предприятиях отмечаются случаи снижения добычи и количества переходящих вскрытых запасов и в период эксплуатации. Одной из причин такого снижения является выравнивание объемов вскрышных работ.

Проектировать и планировать снижение добычи на карьерах на отдельные периоды работ с целью улучшения режима горных работ возможно и целесообразно в тех случаях, когда потребитель, имея склады, допускает такие изменения или снабжение его полезным ископаемым происходит от группы карьеров, находящихся в различных стадиях работ по условиям режима.

Регулирование объемов вскрышных работ за счет изменений углов откосов рабочих бортов на разных этапах разработки означает изменение элементов системы разработки.

Увеличением или уменьшением ширины рабочей площадки и иногда высоты уступа можно добиться такого изменения углов откосов рабочих бортов карьера на различных этапах разработки, при котором будут усреднены объемы вскрышных работ и текущие коэффициенты вскрыши.

Так, в начальный период, когда желательно форсировать вскрышные работы с целью усреднения годовых объемов и создания вскрытых запасов, не следует увеличивать высоту уступа на верхних горизонтах карьера. Созданный резерв в переходящих объемах вскрышных работ позволяет в последующие годы замедлить или даже временно приостановить работы на этих горизонтах и извлекать запасы за счет того, что рабочим бортам придаются большие углы откоса.

Если улучшение режима горных работ принять за счет опережения или отставания уступов на верхних горизонтах или изменения порядка вскрытия и подготовки, то для этих измененных условий, осуществленных на основе первичного графика, следует вычертить заново принятые этапы положения горных работ и уточнить графики текущих коэффициентов вскрыши.

После регулирования графиков по экономическим факторам фактические текущие коэффициенты вскрыши также будут отличаться от построенных при первоначальном анализе. Изменения, которые могут быть достигнуты за счет этого, можно корректировать на построенном графике с заранее принятыми углами откоса рабочих бортов.

Для полного развития рабочей зоны карьера характерны большие («пиковые») объемы вскрышных работ, высокие текущие коэффициенты вскрыши и большая протяженность вскрышного фронта на карьере. Это вызывает разбросанность горных работ и неэффективное использование экскаваторов и транспортных средств.

Устранить эти затруднения можно за счет четкого проектного и производственного планирования вскрышных работ в пределах рабочей зоны карьера.

В конкретных условиях, особенно при сложном рельефе поверхности и сложной структуре залежей, установить нужный порядок

отработки и расстановку оборудования на отдельных горизонтах можно только проектным путем на основе анализа нескольких вариантов графиков горных работ.

Можно отметить следующие основные пути улучшения режима за счет организации зонального ведения вскрышных работ.

В период строительства карьера и в первый период эксплуатации размер рабочей зоны и объемы вскрышных работ относительно невелики, за исключением тех случаев, когда применяется спиральная форма трассы.

Чтобы форсировать работы и достичь нужной степени усреднения текущего коэффициента вскрыши, рабочая зона должна использоваться полностью и развиваться наиболее интенсивно. При этом работы на верхних уступах опережают необходимое по плану подвигание, что позволяет сократить длину экскаваторного фронта, улучшить использование экскаваторов и транспортных средств за счет сокращения времени на обменные операции у забоев и сократить протяженность забойных путей и дорог, приходящихся на один экскаватор.

По мере увеличения рабочей зоны и объемов вскрышных работ до уровня, предусмотренного для данного этапа горных работ (сроком 8—12 лет), часть экскаваторного парка переводится на более глубокие горизонты, скорость подвигания фронта сокращается до нормы, а протяженность экскаваторного фронта увеличивается.

При дальнейшем увеличении рабочей зоны карьера и неизменном количестве оборудования возрастают (согласно графику) подлежащие выполнению объемы вскрышных работ и возникает необходимость сократить эти объемы до заданного уровня путем регулирования отработки отдельных уступов.

При заданном объеме работ сокращение протяженности действующего фронта вскрышных работ или его поддержание на установленном уровне позволяет добиться лучшего использования экскаваторов и транспортных средств. Сохранение размеров действующей части рабочей зоны может быть осуществлено несколькими способами:

1. Уменьшением действующего фронта на вытянутых по простиранию карьерных полях, что означает использование фронта вскрышных работ на верхних уступах по частям. Продолжительность периода работ на каждом участке устанавливается по скорости подвигания фронта и возможности создания вскрытых запасов полезного ископаемого. В обычных условиях такой период может быть установлен в 1,5—3 года.

Если протяженность карьерного поля значительная, а принятый (по мощности карьера) темп углубления горных работ низкий, сокращение рабочей зоны производят за счет размера карьера по простиранию.

При этом на части карьерного поля по простиранию создается карьер первой очереди с нормальными показателями темпа углубления и скорости подвигания фронта работ. Благодаря этому удается

снизить стоимость и срок строительства карьера. При полном развитии рабочей зоны карьера первой очереди в разработку включаются верхние горизонты оставшейся части карьерного поля и после создания на них устойчивого фронта вскрышных и добычных работ эта часть становится основным действующим участком. В этом случае может быть достигнуто наиболее существенное регулирование в объемах вскрышных работ и текущих коэффициентах вскрыши.

2. Сокращением действующего фронта на карьерах, имеющих в плане округленную форму, за счет этапного развития горных работ по глубине, например, до 100, 200 и 300 *м* и при установленной конечной глубине 300 *м*. При этом карьер первой очереди оконтуривается по промежуточному этапу конечной глубины.

Развитие рабочей зоны карьера первой очереди производится до достижения верхними уступами промежуточного верхнего контура карьера, после чего вскрышные работы на верхних уступах несколько приостанавливаются, а продолжающееся углубление работ ведет к увеличению углов откоса рабочего борта до допустимых норм.

Добившись указанным путем нужного распределения объемов вскрышных работ, вновь возобновляют работы на верхних уступах, для чего между уступами оставляют бермы нужной ширины.

Наиболее легко регулирование действующей зоны достигается при автомобильном и конвейерном транспорте и оно, в частности, необходимо при применении спиральных форм трассы внутренних капитальных траншей. В этом случае возникает часто необходимость в скользящих трассах.

3. Сокращением действующей части рабочей зоны за счет чередования работ на смежных по глубине уступах в пределах допустимого сокращения ширины рабочей площадки.

Поскольку рабочая площадка может быть уменьшена с обычных 40—60 *м* до бермы в 10—20 *м*, при обычной скорости подвигания фронта 40—70 *м/год* период поочередной работы может быть установлен в 0,5—1 год. Он достаточен для того, чтобы можно было должным образом организовать работу на уступе и затем приостановить ее, переведя оборудование на смежный участок или уступ.

4. Регулированием рабочей зоны карьера (при разработке свиты крутых залежей или пластов после перехода на средние и глубокие горизонты) за счет поддержания в одновременной разработке не более 2—3 уступов, что также как и работа на двух бортах необходимы для обеспечения нужной протяженности фронта вскрышных работ и устойчивости фронта добычных работ. В пределах отработанной зоны карьера по отстроенному контуру появляется возможность применить спиральную форму трассы, а вскрытие действующих 2—3 уступов осуществлять только скользящими съездами, что обеспечивает возможность лучшей селективности выемки.

Во всех случаях сокращение действующей части рабочей зоны карьера (при полном ее развитии) благотворно сказывается на

показателях использования экскаваторов и транспортных средств, поскольку ликвидируется разбросанность горных работ.

Важнейшее значение для регулирования режима горных работ имеет способ вскрытия, форма и стационарность трассы внутренних капитальных траншей.

Скользящие трассы или участки скользящих трасс позволяют весьма эффективно регулировать объемы горнокапитальных работ, максимальную мощность карьера по объему вскрышных работ и сокращать сроки строительства и подготовки новых горизонтов.

Сокращение объемов горнокапитальных работ и сроков строительства карьера особенно важно в тех случаях, когда разрабатываются месторождения с большой мощностью покрывающих пород, как это имеет место для карьеров Курской магнитной аномалии, Кустанайской области, Кузбасса и др.

В этом случае при выборе направления развития горных работ руководствуются тем, что вскрывающие выработки располагают возможно ближе к выходам залежей. Внутренние наклонные траншеи в таких случаях не стационарны.

Режим горных работ на карьерах, разрабатывающих пологие и горизонтальные залежи, имеет специфические особенности, поскольку здесь главное значение имеет не развитие работ в глубину, а развитие горных работ в плане.

В этом случае календарное распределение объемов горных работ зависит прежде всего от мощностей вскрыши и полезного ископаемого на различных участках, размеров и формы карьерного поля. Важнейшее значение имеет место расположения разрезной траншеи и направление развития горных работ.

В зависимости от конфигурации поля и от применяемой системы разработки и оборудования направление развития горных работ и подвигание фронта могут быть различными.

Исходными материалами при этом служат топографические планы с нанесенными изолиниями мощности вскрышных пород и полезной мощности залежи.

При большой мощности вскрыши, сложном рельефе поверхности и значительном перепаде отметок в границах карьерного поля следует уточнять режим горных работ, учитывая, что откосы бортов не вертикальны.

При проектировании карьеров на горизонтальных и пологих залежах в конкретных условиях количество возможных и вместе с тем целесообразных вариантов развития горных работ оказывается обычно небольшим (2—4), поскольку разрезные траншеи всегда стремятся располагать на участках с наименьшей мощностью вскрыши с целью сокращения объемов горнокапитальных работ.

В отдельных случаях оказывается целесообразной такая последовательность в развитии горных работ, когда карьерное поле разделяется на 2—3 участка, отрабатываемых последовательно с различ-

ным расположением фронтов. Целесообразность такого развития работ проверяется построением графиков для каждого участка. В этом случае по оси абсцисс откладываются последовательно те подвигания фронта, которые соответствуют первому, второму и другим участкам поля.

§ 8. Определение производственной мощности карьера

Под производственной мощностью карьера понимается годовая добыча полезного ископаемого, определяемая на основе наиболее полного использования средств производства, рационального режима работы, эффективной технологии и организации производства, учитывающей передовой опыт.

Технологический процесс добычи полезного ископаемого находится в тесной взаимозависимости с процессом разработки пород. Для обеспечения постоянной годовой добычи полезного ископаемого необходимо в различные периоды разработки удалять объемы пород, пропорциональные переменным текущим или усредненным по этапам эксплуатационным коэффициентам вскрыши. В связи с этим для оценки производственной деятельности необходимо определять производственную мощность карьера по горной массе в разные этапы разработки.

Важнейшим вопросом при определении производственной мощности карьера является обеспечение наилучших технико-экономических результатов разработки.

В качестве критерия экономичности рекомендуется находить такое календарное распределение объемов в течение всего периода эксплуатации, при котором обеспечивается получение максимальной приведенной прибыли. Выбор наиболее целесообразного распределения объемов по годам эксплуатации производится на основании исследования режима горных работ.

Для определения приведенной прибыли должны быть известны суммарные приведенные эксплуатационные расходы, суммарные приведенные капитальные вложения, нормативный коэффициент эффективности капиталовложений в данной отрасли, суммарная приведенная ценность продукции, показатели технического прогресса, удельные затраты, связанные с годовой мощностью и ряд других данных.

Общий порядок расчета следующий:

1. На основании исследования режима в данных геологических и горнотехнических условиях для принятого контура карьера устанавливается распределение объемов руды и пород по этапам разработки. В зависимости от выбираемого направления развития горных работ, способа вскрытия, технических средств и других факторов рассматривается несколько наиболее целесообразных вариантов.

2. Для каждого варианта находится возможная по горнотехническим условиям годовая скорость понижения горных работ по

вертикали и скорость перемещения фронта в горизонтальном направлении.

3. По величине годового понижения или по скорости перемещения фронта для каждого варианта определяются годовые объемы отрабатываемых запасов на рабочих горизонтах, производственная мощность по полезному ископаемому и горной массе, удельные затраты, себестоимость годовой продукции по этапам, капиталовложения и приведенная прибыль.

4. Вариант с максимальной приведенной прибылью проверяется по транспортным возможностям, увязывается с перспективным планом развития данной отрасли, условиями переработки на фабрике и рекомендуется как оптимальный.

При разработке наклонных и крутопадающих месторождений на основании исследования режима горных работ рекомендуется рассматривать несколько основных вариантов и для каждого из них определять возможную скорость годового понижения при разной организации работ на подготавливаемых горизонтах. Развитие работ в плане в данном случае имеет подчиненное значение, а основным определяющим фактором является темп понижения горных работ.

При разработке пологих и горизонтальных залежей определяющим фактором является скорость перемещения фронта в горизонтальном направлении.

При применении бестранспортных систем разработки с использованием для вскрышных работ шагающих драглайнов, вскрышных экскаваторов, а также оборудования непрерывного действия вопрос о величине годового перемещения фронта связан с производительностью применяемого оборудования, числом экскаваторов на горизонте, длиной экскаваторных блоков и некоторыми другими специфическими факторами. Характерной особенностью этих систем является жесткая взаимосвязь вскрышных и добычных работ, причем для каждой применяемой системы разработки точно устанавливается годовой объем вскрываемых и подготавливаемых к выемке запасов.

При транспортных и комбинированных системах разработки годовая скорость перемещения фронта горных работ также лимитируется видом, числом и производительностью установленного оборудования.

Ниже рассматривается вопрос об определении производственной мощности только для наклонных и крутопадающих месторождений.

Определение скорости годового понижения горных работ рекомендуется производить для двух смежных наиболее типичных горизонтов с учетом принятой технологии подготовки с максимально возможным совмещением выполняемых работ.

При вскрытии месторождения наклонными траншеями период подготовки $T_п$ представляет собой время, необходимое для производства горных работ на верхнем горизонте, чтобы обеспечить возможность начала проходки наклонной траншеи на нижний горизонт. Для этого на верхнем горизонте необходимо пройти наклон-

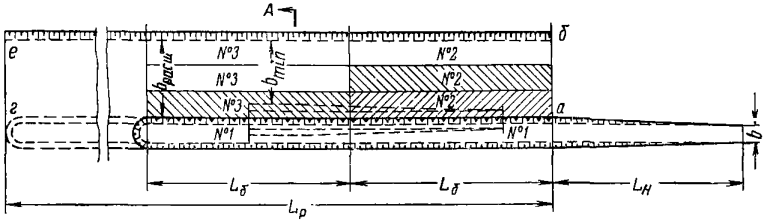


Рис. 48. Схема проведения траншей и расположение блоков расширения на верхнем горизонте

ную траншею длиной $L_н$, разрезную траншею длиной $L_р$ и произвести ее расширение на участке *абег*, чтобы создать минимально необходимую рабочую площадку шириной b_{min}. Для этого необходимо произвести расширение траншеи до нижней бровки верхнего уступа на величину $b_{расш}$ (рис. 48).

Проведение наклонной и разрезной траншеи может производиться одним-двумя экскаваторами, работающими в одном или разных забоях. Если используется один экскаватор, то после продвижения на длину одного блока $L_б$ можно поставить второй экскаватор для выполнения работ по расширению траншеи. Когда первый экскаватор продвинется в разрезной траншее на длину $2L_б$, можно на ее расширение ставить третий экскаватор. Концентрировать на одном горизонте при железнодорожном транспорте более трех экскаваторов не рекомендуется.

Таким образом, во время проведения разрезной траншеи на длину $L_р - L_б$ последовательно вводятся экскаваторы, производящие ее расширение. Время совместной работы экскаваторов

$$t_{ср} = \frac{L_р - L_б}{v}, \text{ мес}; \tag{58}$$

$$v = \frac{CQ}{h_у (b + h_у \operatorname{ctg} a)}, \text{ м/мес}; \tag{59}$$

или

$$t_{ср} = \frac{(L_р - L_б)(b + h_у \operatorname{ctg} \alpha) h_у}{CQ}, \text{ мес}; \tag{60}$$

где v — скорость проведения разрезной траншеи первым экскаватором, *м/мес*;

Q — производительность экскаватора, $м^3$/*мес*;

C — коэффициент снижения производительности экскаватора при проведении траншеи ($C = 0{,}7—0{,}8$);

$h_у$ — высота уступа, *м*;

b — ширина траншеи по дну, *м*;

α — угол откоса бортов траншеи, *град*.

Общее необходимое время для производства работ по расширению траншеи

$$t_{об}=\frac{\sum V}{QmK},\ мес, \tag{61}$$

где $\sum V$ — объем работ по расширению траншеи, $м^3$;

m — число экскаваторов, работающих на расширении траншеи;

K — коэффициент, учитывающий время совместной работы экскаваторов ($K = 0{,}7—0{,}8$).

Из рис. 49 видно, что

$$\sum V=h_y L_p\,(b_{min}+h_y \operatorname{ctg}\alpha+h_y \operatorname{ctg}\beta)=$$

$$=h_y L_p\,(h_y \operatorname{ctg}\varphi+h_y \operatorname{ctg}\beta)=h_y^2 L_p\,(\operatorname{ctg}\varphi+\operatorname{ctg}\beta), \tag{62}$$

где φ и β — углы откоса рабочего и нерабочего бортов карьера, *град*. Таким образом,

$$t_{об}=\frac{h_y^2 L_p\,(\operatorname{ctg}\varphi+\operatorname{ctg}\beta)}{QmK},\ мес. \tag{63}$$

Поскольку в течение времени $t_{ср}$ уже производилось расширение траншеи, то фактическое время, необходимое для окончания этих работ после проведения разрезной траншеи,

$$t_{ф.р}=t_{об}-t_{ср}=\frac{h_y}{Q}\left[\frac{h_y L_p\,(\operatorname{ctg}\varphi+\operatorname{ctg}\beta)}{Km}-\frac{(L_p-L_б)\,(b+h_y \operatorname{ctg}\alpha)}{C}\right]. \tag{64}$$

Обычно расширение последнего блока производится первым экскаватором после проведения им разрезной траншеи. Расширение первых блоков, расположенных в начале траншеи, в это время бывает уже закончено, в связи с чем появляется возможность проведения наклонной траншеи на второй горизонт.

Отмеченное обстоятельство позволяет вместо величины L_p в формуле (64) учитывать только величину $(L_p - L_б)$, тогда

$$t_{ф.\,р}=\frac{h_y}{Q}\left[\frac{(L_p-L_б)\,h_y\,(\operatorname{ctg}\varphi+\operatorname{ctg}\beta)}{Km}-\frac{(L_p-L_б)\,(b+h_y \operatorname{ctg}\alpha)}{C}\right]=$$

$$=\frac{h_y\,(L_p-L_б)}{Q}\left[\frac{Ch_y\,(\operatorname{ctg}\varphi+\operatorname{ctg}\beta)-Km\,(b+h_y \operatorname{ctg}\alpha)}{CKm}\right],\ мес. \tag{65}$$

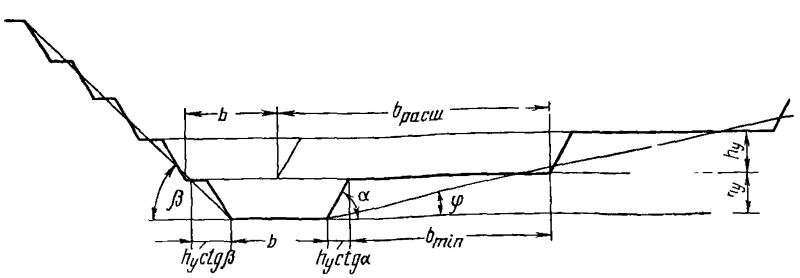


Рис. 49. Схема горных работ на двух смежных горизонтах

Время проведения разрезной траншеи

$$t_{\text{р}}=\frac{L_{\text{р}}}{V}=\frac{L_{\text{р}}h_{\text{у}}\,(b+h_{\text{у}}\operatorname{ctg}\alpha)}{CQ},\ \textit{мес.} \tag{66}$$

Время проведения наклонной траншеи

$$t_{\text{н}}=\frac{L_{\text{н}}h_{\text{у}}\,(0{,}5b+0{,}33\,h_{\text{у}}\operatorname{ctg}\alpha)}{CQ},\ \textit{мес.} \tag{67}$$

Суммарное время подготовки

$$T_{\text{п}}=t_{\text{ф.р}}+t_{\text{р}}+t_{\text{н}},\ \textit{мес.} \tag{68}$$

Делая подстановку, получим:

$$T_{\text{п}}=\frac{h_{\text{у}}}{Q}\left\{\frac{(L_{\text{р}}-L_{\text{б}})\,[Ch_{\text{у}}\,(\operatorname{ctg}\varphi+\operatorname{ctg}\beta)-Km\,(b+h_{\text{у}}\operatorname{ctg}\alpha)]}{CKm}+\right.$$
$$\left.+\frac{L_{\text{р}}\,(b+h_{\text{у}}\operatorname{ctg}\alpha)+L_{\text{н}}\,(0{,}5b+0{,}33h_{\text{у}}\operatorname{ctg}\alpha)}{C}\right\},\ \textit{мес.} \tag{69}$$

Годовая скорость понижения

$$h_{\text{г}}=\frac{12h_{\text{у}}}{T_{\text{п}}},\ \textit{м}. \tag{70}$$

Делая подстановку, получим:

$$h_{\text{г}}=\frac{12Q}{\frac{L_{\text{р}}-L_{\text{б}}}{CKm}\,[Ch_{\text{у}}\,(\operatorname{ctg}\varphi+\operatorname{ctg}\beta)-Km\,(b+h_{\text{у}}\operatorname{ctg}\alpha)]+}\ ,\ \textit{м}. \tag{71}$$
$$+\frac{1}{C}\,[L_{\text{р}}\,(b+h_{\text{у}}\operatorname{ctg}\alpha)+L_{\text{н}}(0{,}5b+0{,}33h_{\text{у}}\operatorname{ctg}\alpha)]$$

Связь величины $h_{\text{г}}$ с суммарным перемещением фронта в горизонтальном направлении выражается (рис. 50):

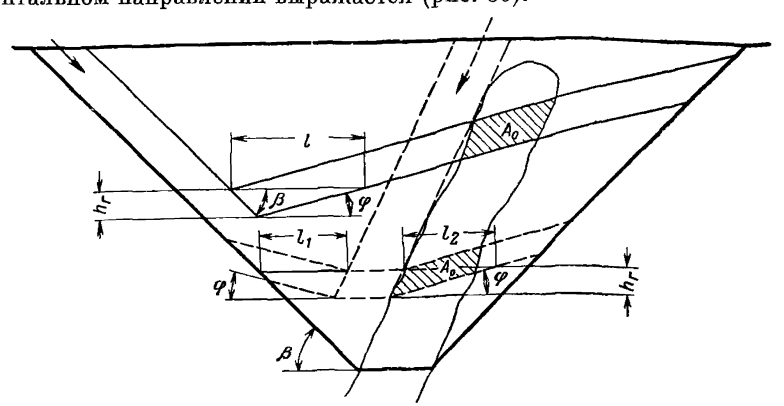


Рис. 50. Схема к определению величины $h_{\text{г}}$

при одностороннем развитии горных работ

$$h_г = \frac{l}{\operatorname{ctg}\varphi + \operatorname{ctg}\beta}; \tag{72}$$

при двустороннем развитии горных работ

$$h_г = \frac{l_1 + l_2}{2\operatorname{ctg}\varphi}. \tag{73}$$

Годовые объемы отрабатываемых запасов $A_о$ при найденных значениях $h_г$ определяются графически, для чего строят положения рабочих бортов, измеряют отрабатываемые за год площади по каждому поперечному разрезу и с учетом зоны влияния каждого разреза находят значения величин $A_о$ для каждого варианта. При разработке пластообразных тел полезного ископаемого величину $A_о$ легко находят аналитически.

Производственная мощность для каждого варианта

$$M = A_о \frac{K_и}{l} \gamma_{п.и} 10^{-6}, \text{ млн. } т/год, \tag{74}$$

где $A_о$ — отрабатываемый за год объем полезного ископаемого, $м^3$;
$K_и$ — коэффициент извлечения;
l — коэффициент разубоживания;
$\gamma_{п.и}$ — объемный вес полезного ископаемого, $т/м^3$.

Годовая производственная мощность по горной массе $A_{г.м}$

$$A_{г.м} = A_о \frac{K_и}{l} (\gamma_{п.и} + K_э \gamma_п) 10^{-6}, \text{ млн. } т, \tag{75}$$

где $K_э$ — фактический коэффициент вскрыши для данного года эксплуатации, определенный на основании исследования режима, $м^3/м^3$; при усреднении текущих коэффициентов вскрыши значения $K_э$ постоянны для каждого этапа;
$\gamma_п$ — объемный вес пород, $м^3/м^3$.

Себестоимость годовой продукции или годовые издержки производства

$$C_г = (C_о + K_э C_в)\, A_о \frac{K_и}{l} 10^{-6}, \text{ млн. руб.}, \tag{76}$$

где $C_о$ — себестоимость 1 $м^3$ полезного ископаемого без учета затрат на вскрышные работы, руб.;
$C_в$ — себестоимость 1 $м^3$ вскрыши, руб.

Суммарные приведенные к началу эксплуатации карьера издержки производства

$$\sum C_{прив} = C_{г_1} + \frac{C_{г_2} K_{с.э}}{1 + P_н} + \ldots + \frac{C_{г T_э} K_{с.э}^{T_э - 1}}{(1 + P_н)^{T_э - 1}}, \text{ млн. руб.}, \tag{77}$$

где $C_{г_1}$; $C_{г_2}$; $C_{г T_э}$ — себестоимость годовой продукции или годовые издержки производства по годам эксплуатации, млн. руб.;

$T_э$ — срок эксплуатации, лет;

$K_{с.э}$ — показатель технического прогресса, учитывающий ежегодное снижение эксплуатационных расходов ($K_{с.э} = 0{,}97—0{,}99$); этот показатель учитывается в течение первых 15—20 лет эксплуатации, так как его значения на более длительный период не поддаются точному определению;

$P_н$ — норматив для приведения разновременных затрат, равный 0,08.

Для определения капиталовложений на строительство карьера $K_с$ используются сметно-финансовые расчеты или существующие зависимости между удельными капиталовложениями $K_{уд.с}$ и производственной мощностью карьера по горной массе $A_{г.м}$

при $A_{г.м} \geqslant 10$ млн. $т$:

$$K_{уд.с} = 0{,}76 + \frac{17{,}2}{A_{г.м}}, \ руб/т; \tag{78}$$

при $A_{г.м} < 10$ млн. $т$:

$$K_{уд.с} = \frac{3{,}8}{\sqrt[3]{A_{г.м}}}, \ руб/т; \tag{79}$$

$$K_с = A_{г.м} \cdot K_{уд.с}, \text{ млн. руб.} \tag{80}$$

Полученные общие затраты $K_с$ распределяются затем по годам строительства.

Суммарные приведенные к началу эксплуатации капиталовложения на строительство карьера

$$\sum K_{с.прив} = K_{1с}(1+P_н)^{T_с} + K_{2с}K_{с.к}(1+P_н)^{T_с-1} + \ldots + K_{T_с}K_{с.к}^{T_с-1}(1+P_н), \text{ млн. руб.}, \tag{81}$$

где $K_{1с}$; $K_{2с}$; $K_{Tс}$ — капиталовложения, производимые в начале каждого года строительства, млн. руб.;

$T_с$ — срок строительства, лет (величина $T_с$ определяется при исследовании режима горных работ для каждого варианта);

$K_{с.к}$ — показатель технического прогресса, учитывающий ежегодное снижение капиталовложений ($K_{с.к} = 0{,}97—0{,}98$).

При разработке месторождения по этапам необходимо учитывать приведенные к началу эксплуатации капиталовложения на реконструкцию $\sum K_{р.прив}$.

Для определения $K_{р.прив}$ вначале находят удельные капиталовложения на реконструкцию $K_{уд.р}$, затем необходимые капитальные затраты на реконструкцию $K_р$, которые разбиваются по годам реконструкции и приводятся к началу эксплуатации.

Для определения удельных капиталовложений используют сметно-финансовые расчеты или эмпирические формулы:

$$K_{\text{уд. р}} = 0{,}5 + \frac{3{,}0}{A_{\text{г. м}}}, \ руб/т; \tag{82}$$

$$K_{\text{р}} = A_{\text{г. м}} K_{\text{уд. р}}, \text{ млн. руб.}; \tag{83}$$

$$\sum K_{\text{р. прив}} = \frac{K_{1\text{р}}}{(1+P_{\text{н}})^{T_{\text{эр}}}} + \frac{K_{2\text{р}} K_{\text{с.к}}}{(1+P_{\text{н}})^{T_{\text{эр}}+1}} + \ldots + \frac{K_{T_{\text{р}}} K_{\text{с.к}}^{T_{\text{р}}-1}}{(1+P_{\text{н}})^{T_{\text{эр}}+T_{\text{р}}-1}} \text{ млн. руб.}, \tag{84}$$

где $K_{1\text{р}}$; $K_{2\text{р}}, \ldots, K_{T\text{р}}$ — капиталовложения, производимые в начале каждого года реконструкции, млн. руб.;
$T_{\text{р}}$ — срок реконструкции, лет; обычно $T_{\text{р}} \leqslant T_{\text{с}}$;
$T_{\text{эр}}$ — срок эксплуатации до начала реконструкции, лет.

Для определения приведенной к началу эксплуатации ценности добытого за весь срок эксплуатации $\sum Ц_{\text{прив}}$ полезного ископаемого используется формула

$$\sum Ц_{\text{прив}} = Ц_1 + \frac{Ц_2}{1+P_{\text{н}}} + \ldots + \frac{Ц_{T_{\text{э}}}}{(1+P_{\text{н}})^{T_{\text{э}}-1}}, \tag{85}$$

где $Ц_1$; $Ц_2, \ldots, Ц_{T_{\text{э}}}$ — ценность полезного ископаемого по годам эксплуатации, млн. руб.

Приведенная к началу эксплуатации прибыль $\sum П_{\text{прив}}$ представляет собой разность между приведенной ценностью $\sum Ц_{\text{прив}}$ полученного за весь срок эксплуатации полезного ископаемого и произведенными за этот срок суммарными приведенными эксплуатационными и капитальными затратами:

$$\sum П_{\text{прив}} = \sum Ц_{\text{прив}} - (\sum С_{\text{прив}} + \sum K_{\text{с. прив}} + \sum K_{\text{р. прив}}), \text{ млн. руб.} \tag{86}$$

Величина $\sum П_{\text{прив}}$ определяется для всех рассматриваемых вариантов и служит основным критерием для выбора оптимального варианта.

Вариант с максимальной приведенной прибылью проверяется по транспортным возможностям, для чего определяется пропускная и провозная способность трасс. В случае необходимости пересматривается транспортное оборудование, уклоны путей, грузоподъемность составов или автосамосвалов. В некоторых случаях изменяется схема вскрытия.

Связь производственной мощности M с количеством получаемого концентрата или металла определяется формулами:

$$M = \frac{100 K \beta}{\alpha_{\text{ср}} \varepsilon_{\text{к}}}, \text{ млн. } т/год, \tag{87}$$

где K — количество получаемого концентрата, млн. *т/год*;
β — содержание металла в концентрате, %;
$\alpha_{ср}$ — среднее содержание металла в добытой руде, %;
$\varepsilon_к$ — извлечение из руды в концентрат, %;

$$M = \frac{100^2 \Gamma}{\alpha_{ср} \varepsilon}, \text{ млн. } т/год, \tag{88}$$

где Γ — количество металла, полученного в год, млн. *т*;
ε — общее извлечение при переработке, %.

Величины K и Γ могут служить временными ограничивающими критериями при определении производственной мощности карьера.

Обычно оказывается целесообразным принимать оптимальную мощность карьера, найденную по предлагаемой методике, а вопросы переработки решать комплексно, учитывая всех потребителей полезного ископаемого, балансовые запасы месторождения, возможность расширения цехов фабрики и завода.

В некоторых случаях производственная мощность устанавливается заранее и только проверяется по горнотехническим возможностям.

Срок существования карьеров может изменяться в широких пределах. При ограниченных запасах этот срок связывается с возможностью амортизации основного оборудования и сооружений. При значительных запасах разработка карьера обычно проектируется по этапам, продолжительность которых также связывается со сроками амортизации основных фондов. Определение максимальной приведенной прибыли позволяет наиболее правильно найти продолжительность каждого этапа и обеспечить наиболее целесообразную разработку данного месторождения с максимальным народнохозяйственным эффектом.

§ 9. Установление годового режима вскрышных и добычных работ

Годовой режим вскрышных и добычных работ определяется временем, затрачиваемым на выполнение этих работ в течение календарного года.

От годового режима в значительной мере зависит производительность горных и транспортных машин, производственная мощность предприятия, экономика открытой разработки в целом.

Годовой режим должен решаться в тесной связи с недельным и суточным режимом работы карьера.

Наиболее устойчивый и ритмичный процесс горных работ с лучшими показателями использования основного оборудования достигается при равномерной круглогодовой работе. Такой режим работы получил наибольшее распространение в практике открытых горных работ. Однако в ряде случаев климатические условия, особенности техники и технологии производства, а также конъюнктурные и организационные факторы не позволяют применять непрерывный режим. Поэтому при проектировании необходимо обосновать годовой режим

горных работ, который решается индивидуально для каждого карьера в зависимости от климатических условий района, технологии разработки, типа применяемого оборудования и сроков его ремонта, потребности в данном виде полезного ископаемого в течение года и режима работы перерабатывающих предприятий. Во всех случаях выбор режима работы карьера в течение года должен решаться на основе технико-экономического расчета. За критерий эффективности того или иного режима работы при этом должна приниматься общая прибыль.

Режим вскрышных и добычных работ в течение года в общем случае неодинаков. Возможны режимы работы, когда вскрышные и добычные работы осуществляются круглогодично; вскрышные работы производятся сезонно, а добычные — круглый год; вскрышные и добычные работы осуществляются сезонно; вскрышные работы ведутся круглый год, а добычные — сезонно.

Круглогодовой режим работы наиболее характерен для карьеров, разрабатывающих скальные породы, т. е. там, где производится рыхление горных пород и применяется оборудование цикличного действия.

Сезонность по вскрышным работам в сочетании с круглогодовой добычей распространена на карьерах, производящих вскрышные работы многочерпаковыми экскаваторами в сочетании с транспортно-отвальными мостами или консольными отвалообразователями (карьеры Правобережья Украины, Воскресенского химкомбината, Часов-Ярские и др.). Такой же режим характерен для угольных карьеров ряда европейских стран (Чехословакия, Болгария, ГДР, ФРГ и др.).

Сезонное производство вскрышных и добычных работ характерно для случаев разработки месторождения средствами гидромеханизации, а также при применении на добыче и вскрыше оборудования непрерывного действия. Такой же режим принимается при сезонном потреблении полезного ископаемого, когда объемы вскрыши относительно невелики. В зимнее время при таком порядке работ производятся ремонтные работы.

Однако сезонный по добыче и по вскрыше режим работы может осуществляться и разновременно. Так, при разработке гематитовых руд в США добыча руды производится летом, а вскрышные работы, как правило, зимой. При этом на добычных и вскрышных работах в основном применяется одно и то же горное оборудование.

Сезонность добычи полезного ископаемого при круглогодовой работе на вскрыше определяется чаще всего изменением в течение года потребности в данном виде полезного ископаемого. Карьер в этом случае представляет собой как бы склад готовых к выемке запасов полезного ископаемого. Такой годовой режим может оказаться необходимым для угольных карьеров при неравномерной отгрузке угля потребителю, когда хранение его в штабелях связано с ухудшением качества и усложнением складских работ. Необходимость в таком режиме может возникнуть также в условиях раз-

работки россыпных месторождений при сезонной переработке песков.

Климатические условия района характеризуются длительностью периода с отрицательными температурами, среднегодовой, среднезимней и максимальной скоростью ветра, среднегодовым и среднезимним количеством осадков.

В зависимости от длительности морозного периода можно выделить три основных климатических района, в которых производится открытая добыча полезного ископаемого:

южный — с длительностью морозного периода до 120 дней;

средний — с длительностью морозного периода 120—160 дней;

северный — с длительностью морозного периода свыше 160 дней в году.

В условиях применения многочерпаковых экскаваторов или при гидромеханизации горных работ продолжительность рабочего периода

$$Д_р = Д_г - Д_{впт} - Д_{рем}, \text{ дней}, \quad (89)$$

где $Д_г$ — среднее за ряд лет число дней в году, когда грунты доступны разработке;

$Д_{впт}$ — число выходных и праздничных дней за период $Д_т$;

$Д_{рем}$ — число ремонтных дней за тот же период.

Можно не выделять специальных дней на ремонт, предполагая, что капитальный и средний ремонты оборудования должны производиться в нерабочее время года, а текущие ремонты — в выходные и праздничные дни.

Годовой эксплуатационный режим для многочерпаковых экскаваторов приведен в табл. 9.

Таблица 9

Годовой и эксплуатационный режим для многочерпаковых экскаваторов

Климатические районы	Количество дней						
	Зимняя консервация	Переброска, демонтаж, капитальные, средние и промежуточные ремонты	Текущие ремонты (за исключением воскресных дней)	Простои по метеорологическим причинам	Простои по организационным причинам	Остальные воскресные и праздничные дни в году	Всего рабочих дней в году
Северный	180	Во время зимней консервации	10	5	13	29	129
Средний	150	—	12	5	14	34	150
Южный	75	—	16	7	21	45	201

В условиях применения на карьере вскрышных экскаваторов годовое число рабочих дней

$$Д_р = Д_к - Д_{п.в} - Д_{рем} - Д_{пер} - Д_{пер}, \text{ дней}, \quad (90)$$

где $Д_к$ — календарное число дней в году;
$Д_{п.в}$ — число праздничных и выходных дней в календарном году;
$Д_{рем}$ — среднегодовое число дней на ремонт;
$Д_{пер}$ — среднее число дней в году, затрачиваемое на перегоны экскаватора.

Согласно этой зависимости Центрогипрошахтом для вскрышных экскаваторов рекомендуются продолжительности годового рабочего периода, приведенные в табл. 10.

Таблица 10

Годовое число рабочих дней вскрышных экскаваторов

Тип экскаваторов	Число праздничных и выходных дней в году	Среднее годовое число ремонтных дней	Время на перегоны экскаватора	Всего рабочих дней в году по районам		
				северным	средним	южным
ЭШ-4/40	57	64	4	235	238	240
ЭВГ-4	57	64	4	235	238	240
ЭВГ-4	57	62	3	238	241	243
ЭВГ-6						
ЭШ-6/60	57	68	5	240	233	235
ЭВГ-15						
ЭШ-14/75						
ЭШ-15/90	6	83	6	265	268	270
ЭВГ-35/65						
ЭШ-25/100						
ЭШ-50/125	6	93	6	255	258	260

Примечание. Простои по климатическим причинам составляют по северным районам 5 дней, по средним — 2 дня.

Карьерные механические лопаты могут применяться круглогодично, за исключением отдельных наиболее неблагоприятных дней (сильные морозы, ветры, бураны и т. д.). Ремонт оборудования при непрерывной работе карьера осуществляется за счет увеличения на 20—25% парка экскаваторов.

Неблагоприятно действует на работу карьерных машин и механизмов низкая температура. Так, при пониженных температурах воздуха (до минус 40—45° С) работу экскаваторов приходится прекращать из-за резкого снижения вязкости металла.

Общее число рабочих дней в году при применении карьерных мехлопат

$$Д_р = Д_к - Д_{п.в} - Д_п, \text{ дней}, \quad (91)$$

где $Д_п$ — число дней с наиболее неблагоприятными погодными условиями. Для северного района $Д_п = 6—10$ дней.

Обычно при применении карьерных мехлопат число рабочих дней в году составляет 290—300.

Исследованиями установлено, что увеличение скорости ветра при низкой температуре резко снижает производительность труда. Повышенные на 1 *м/сек* скорости ветра при отрицательной температуре физиологически воспринимаются человеком как понижение температуры воздуха на 2° С. Поэтому оценивать совместное действие температуры и ветра весьма удобно баллами жесткости:

$$Ж = t + 2v, \text{ баллов}, \tag{92}$$

где t — температура воздуха, *град*;

v — скорость ветра, *м/сек*.

Согласно этой зависимости жесткость погоды для различных погодных условий приведена в табл. 11.

Таблица 11

Жесткость погоды в зависимости от температуры воздуха и скорости ветра

Скорость ветра, *м/сек*	Жесткость погоды (баллы) при температуре, °С					
	0	—10	—20	—30	—40	—50
0	0	10	20	30	40	50
5	10	20	30	40	50	60
10	20	30	40	50	60	70
15	30	40	50	60	70	80
20	40	50	60	70	80	90
25	50	60	70	80	90	100

С увеличением жесткости свыше 40 баллов в карьерах не должны производиться работы, связанные с пребыванием человека на открытом воздухе.

Глава V

Принципы проектирования структур комплексной механизации

§ 1. Общие сведения о комплексной механизации открытых разработок

Процессы открытых горных работ необходимо организовать так, чтобы отдельные операции по возможности строго (во времени и пространстве) были связаны единой технологической схемой. За предыдущей смежной операцией, выполняемой одной машиной (механизмом), следует другая, которая должна выполняться в том же темпе следующей машиной. Каждая последующая машина должна быть связана с предыдущей так, чтобы сохранялась непрерывность и заданный темп процесса. Такая, достаточно четко построенная технология соответствует принципам комплексной механизации производства.

Под комплексной механизацией на открытых разработках понимается такой способ ведения работ, при котором все основные и связанные с ними вспомогательные процессы и операции полностью механизированы, а применяемые машины и механизмы по своей мощности и производительности строго взаимоувязаны и обеспечивают заданный темп и производительность всего производственного цикла.

При открытой разработке месторождений полезных ископаемых к основным производственным процессам относятся: подготовка горных пород к выемке; выемка горной массы из целика или навала, образующегося после рыхления, с последующей погрузкой в средства транспорта или в отвал; транспортирование горной массы к техническим сооружениям на поверхности — отвалам пород, складам, железнодорожным станциям, бункерам фабрик или заводов; отвалообразование или складирование. При мягких породах (в перспективе и при скальных) рыхление, выемку и погрузку объединяют в один выемочно-погрузочный процесс. В более простых случаях все процессы объединяются.

Каждому основному процессу сопутствуют определенные вспомогательные операции.

К наиболее трудоемким вспомогательным работам при буровзрывном способе подготовки горных пород к выемке относятся: планировка площадок уступов для установки и передвижения буро-

вых машин; доставка к месту работы и в мастерские бурового инструмента, запасных частей и материалов; перемещение бурового оборудования с уступа на уступ; погрузка, разгрузка и доставка к месту заряжания взрывчатых веществ и забоечного материала; заряжание скважин взрывчатым веществом; забойка скважин инертным материалом; ликвидация нависей после взрывания; дробление негабарита.

При выемке и погрузке горной массы выполняются в основном следующие вспомогательные работы: планировка трассы для экскаваторов; очистка ковшей от намерзания пород в зимнее время и от налипания глинистых влажных пород; уборка горной массы, просыпавшейся при погрузке в средства транспорта; зачистка кровли пласта (залежи); перемещение питающего кабеля; доставка запасных частей и материалов к экскаваторам.

Вспомогательные работы на карьерном транспорте и механизация их выполнения существенно различаются в зависимости от вида карьерного транспорта (железнодорожный, автомобильный, конвейерный, гидравлический, комбинированный), мощности предприятий, а также от общей комплектации оборудования в принятой структуре комплексной механизации.

К вспомогательным работам на карьерном железнодорожном транспорте относятся путевые работы и работы по эксплуатации подвижного состава. Наиболее трудоемкие путевые работы: земляные, связанные с подготовкой железнодорожного полотна; сборка путевой решетки; укладка и переукладка путей; балластировка путей, включая выправку и рихтовку; текущее содержание и ремонт путей; монтаж, перемещение и текущее содержание контактной сети. Из работ по эксплуатации подвижного состава наиболее трудоемкими являются: профилактические мероприятия по предупреждению намерзания и налипания пород и полезного ископаемого на стенки и днища вагонов; очистка подвижного состава от смерзшихся грузов; обслуживание локомотивов.

Дорожные работы при автотранспорте включают: строительство карьерных автодорог и дорожно-ремонтные работы (содержание, текущий, средний и капитальный ремонты автодорог).

Наиболее трудоемкими вспомогательными процессами на карьерном конвейерном транспорте являются: наращивание и передвижка конвейеров; очистка конвейерных лент и уборка продуктов очистки; сшивка (стыковка) и профилактический ремонт конвейерных лент; чистка, смазка и замена роликоопор.

Проектированием обосновывается тип машин и механизмов и рассчитывается их количество для механизации названных выше основных процессов и вспомогательных работ в зависимости от конкретных условий.

Цель комплексной механизации заключается не только в замене тяжелого ручного труда и достижении заданной производительности, но и в получении наилучших технико-экономических показателей. Поэтому для выполнения основных и сопутствующих им

вспомогательных процессов и операций на каждом объекте изыскивают по возможности наилучшие технические решения, которые позволили бы достичь лучших экономических результатов. Соответственно этому для каждого объекта конкретно подбирают комплекты основного и вспомогательного горного и транспортного оборудования.

Заданная производительность машины или комплекса машин в одном производственном процессе с течением времени не остается неизменной. Каждая машина создается для усредненных условий работы с сравнительно узкой задачей — бурения, погрузки, перемещения и т. п. Благодаря различным свойствам разрабатываемых пород и непрерывному изменению условий работ машины обладают некоторыми ресурсами повышения производительности. Поскольку каждая машина или комплекс машин имеет различные потенциальные возможности превышения проектной производительности, задача комплексной механизации сводится не только к комплектному подбору машин, но и к поддержанию их комплектности в процессе работы, имея в виду их взаимное соответствие по производительности. Очевидно, комплектность механизации в основном решается при проектировании карьера, а поддержание комплектности — в процессе эксплуатации.

По мере физического и морального износа отдельных машин вспомогательного значения обновление их парка должно производиться более эффективными современными машинами с учетом неизбежных изменений горного производства. При износе основного оборудования и сооружений обновление целесообразно производить путем периодических реконструкций производства в целом или подбора нового комплекта машин.

§ 2. Основания к выбору структуры комплексной механизации

Структура комплексной механизации горных работ включает в себя комплект горного, транспортного, вспомогательного и дробильно-сортировочного оборудования взаимно увязанной мощности, обеспечивающий планомерное перемещение вскрышных пород из забоев на отвалы, а полезного ископаемого — к складам или потребителям.

Сложность выбора структур комплексной механизации при разработке горизонтально залегающих месторождений в породах мягких и ниже средней крепости связана с технической возможностью применения самого различного оборудования, а при разработке крутопадающих месторождений в скальных породах — с большой глубиной карьера, многоуступностью разработки и многообразием вариантов вскрытия, видов транспорта и систем, порядком развития фронта работ.

Основаниями к выбору структуры комплексной механизации вскрышных и добычных работ на карьерах служат следующие группы факторов.

Природные факторы: крепость вскрышных пород и полезного ископаемого; форма, размеры и условия залегания полезного ископаемого; климатические условия района и топография поверхности карьерного поля; вид и назначение добываемого полезного ископаемого.

Технологические и технические факторы: потребная мощность предприятия, наличие и возможность приобретения основных видов горного и транспортного оборудования, возможные источники энергоснабжения и водоснабжения и др.

Организационные факторы: наличие и возможность привлечения квалифицированных кадров; годовой, недельный и суточный режимы работы; сроки строительства и освоения производственных мощностей; возможности подведения энергии, воды и доставки оборудования и др.

Экономические факторы: размер капитальных затрат; возможная величина себестоимости продукции и размер возможной прибыли; производительность труда, условия амортизации затрат и др.

Каждый из упомянутых факторов в конкретных условиях может иметь решающее или второстепенное значение.

Основными факторами, оказывающими влияние на выбор структур комплексной механизации, являются в большинстве случаев природные и горнотехнические условия, и в первую очередь крепость горных пород. Именно крепость горных пород обусловливает наличие или отсутствие буровзрывного рыхления, эффективность применения оборудования непрерывного действия на выемочно-погрузочных работах, а следовательно, вид транспорта и способ отвалообразования. Поэтому крепость горных пород, наряду с характером выполнения производственных процессов, может быть положена в основу классификации структур комплексной механизации.

Структуры комплексной механизации, применяемые и внедряемые на карьерах, можно подразделить на шесть классов (табл. 12).

При наличии выемочно-погрузочного оборудования непрерывного действия комплексы называются выемочными, а при выемочно-погрузочном оборудовании цикличного действия — экскаваторными.

Комплексы для вскрышных работ обязательно включают средства механизации отвальных работ, а комплексы для добычных работ — средства механизации разгрузочных работ.

Выемочно-отвальные комплексы ВО включают роторные и цепные экскаваторы, консольные отвалообразователи или транспортно-отвальные мосты (рис. 51).

Основными машинами экскаваторно-отвальных комплексов ЭО являются мощные вскрышные лопаты или драглайны, используемые для перевалки вскрышных пород в выработанное пространство. К этому же классу относятся скреперные комплексы СО.

Характерной принадлежностью выемочно-транспортно-отвальных комплексов ВТО является наличие непрерывной выемки

Таблица 12

Классификация комплексов открытых горных разработок

Класс структуры	Комплекс	Оборудование комплекса		
		выемочно-погрузочное	транспорта	отвалообразования и складирования
1	Выемочно-отвальный (ВО)	Роторные и цепные экскаваторы	Нет	Транспортно-отвальные мосты, конвейерные отвалообразователи
2	Экскаваторно-отвальный (ЭО)	Вскрышные экскаваторы, скреперы	Нет	Вскрышные экскаваторы, скреперы
3	Выемочно-транспортно-отвальный (ВТО)	1. Роторные и цепные экскаваторы, гидроразмыв (М) 2. Скальные комбайны, гребковые экскаваторы (С)	Конвейеры, гидротранспорт, ж.-д. поезда и автопоезда	1. Конвейерные отвалообразователи, гидроотвалы (М) 2. Отвальные машины (С)
4	Экскаваторно-транспортно-отвальный (ЭТО)	Карьерные экскаваторы	1. Конвейеры, гидротранспорт (М) 2. Автомашины, автопоезда, ж.-д. поезда (С)	1. Конвейерные отвалообразователи, гидроотвалы (М) 2. Отвальные машины (С)
5	Выемочно-транспортно-разгрузочный (ВТР)	1. Роторные и цепные экскаваторы, гидроразмыв (М) 2. Скальные комбайны, гребковые экскаваторы (С)	1. Конвейеры и гидротранспорт (М) 2. Ж.-д. поезда и автопоезда (С)	Разгрузочно-приемный комплекс оборудования
6	Экскаваторно-транспортно-разгрузочный (ЭТС)	Карьерные экскаваторы	1. Ж.-д. поезда и автопоезда (С) 2. Конвейеры и гидротранспорт (М)	То же

Примечание. М—для мягких пород, С—для скальных.

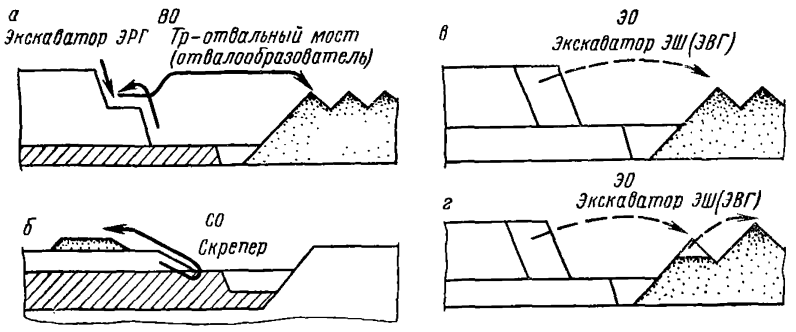


Рис. 51. Схемы разработки с применением вскрышных комплексов:
а — выемочно-отвального; *б* — скреперного; *в*, *г* — экскаваторно-отвального

мягких или хорошо разрушенных скальных пород и транспортирования вскрышных пород (рис. 52).

Экскаваторно-транспортно-отвальные комплексы ЭТО — класс структур, для которых характерно использование при выемке и погрузке экскаваторов цикличного действия, а для перемещения — всех известных видов транспорта (рис. 53).

Выемочно(экскаваторно)-транспортно-разгрузочные комплексы ВТР и ЭТР отличаются от предыдущих комплексов наличием

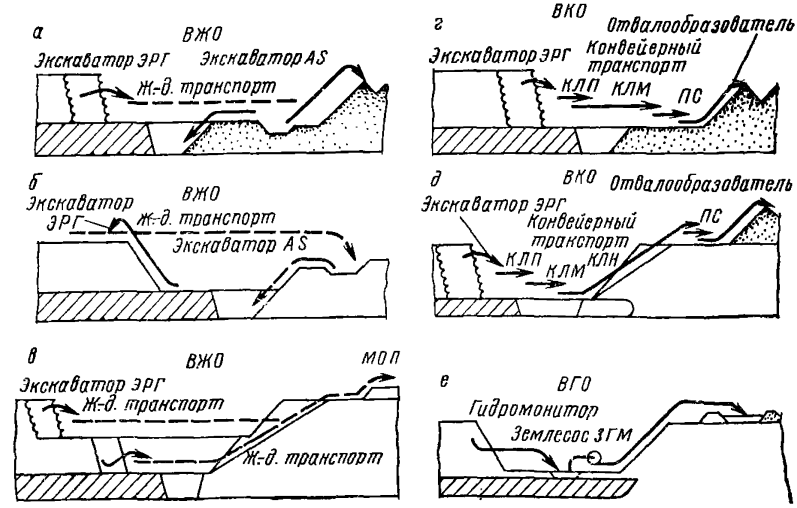


Рис. 52. Схемы разработки с применением выемочно-транспортно-отвальных комплексов:

а, *б*, *в* — с железнодорожным транспортом; *г*, *д* — с конвейерным транспортом; *е* — с гидротранспортом

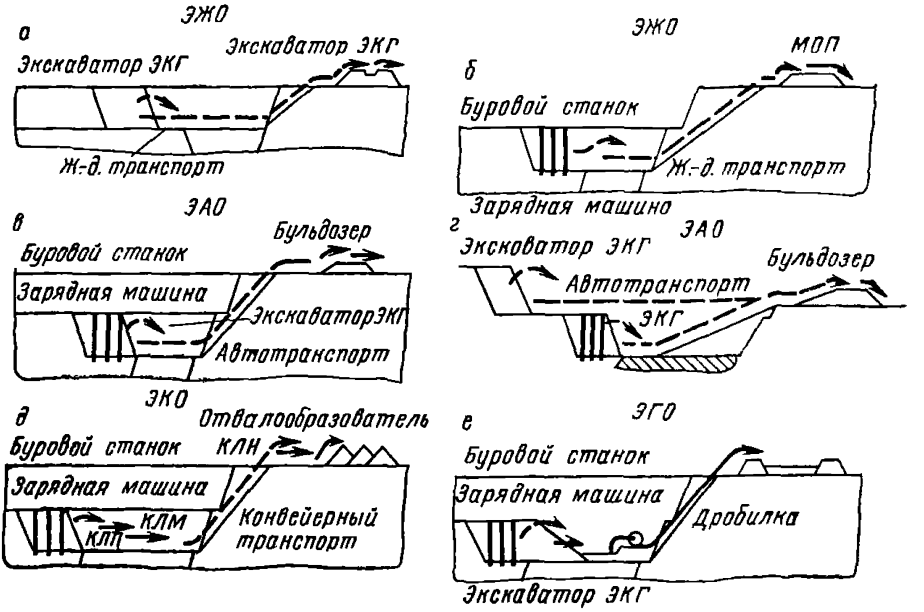


Рис. 53. Схемы разработки с применением экскаваторно-транспортно-отвальных комплексов;

а, *б* — с железнодорожным транспортом; *в*, *г* — с автотранспортом; *д* — с конвейерным транспортом; *е* — с гидротранспортом

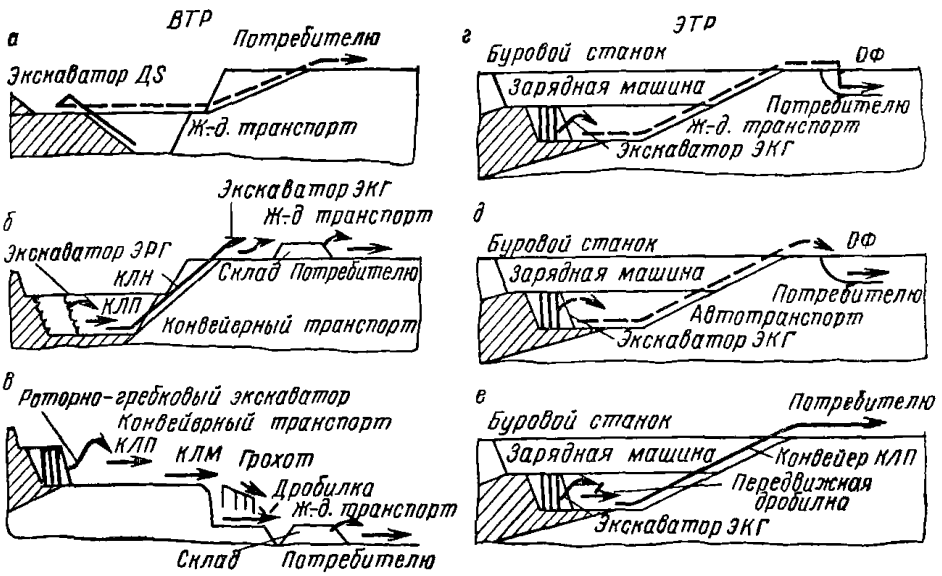


Рис. 54. Схемы применения добычных комплексов:

а — выемочно-транспортно-разгрузочного с железнодорожным транспортом; *б*, *в* — то же, с конвейерным транспортом; *г* — экскаваторно-транспортно-разгрузочного с железнодорожным транспортом; *д* — то же, с автотранспортом; *е* — то же, с конвейерным транспортом

разгрузочных устройств на технологическом комплексе поверхности или у потребителей (рис. 54).

Дальнейшая дифференциация структур комплексной механизации производится в тесной связи с технологией горных работ по видам оборудования ведущего процесса (выемочно-погрузочные работы, перемещение грузов и отвалообразование). При этом определяющая роль, как правило, принадлежит виду транспорта, название которого входит в наименование комплексов (ВКО, ЭЖО, ЭАР и т. д.).

Характер выполнения процессов определяет совершенство комплексной механизации (табл. 13). Так, например, структуры с непрерывной технологией обусловливают, как правило, меньший объем вспомогательных работ, способствуют внедрению комплексной автоматизации производства. Производительное время работы оборудования при этом в большинстве случаев более высокое.

Таблица 13

Перспективные условия использования комплексов в зависимости от характера технологических процессов

Разработка	Комплексы при технологических процессах			
	непрерывной выемке и транспортировании	цикличной выемке и транспортировании	непрерывной выемке и цикличном транспортировании	цикличной выемке и непрерывном транспортировании
Мягких вскрышных пород . .	ВО ВТО	ЭО ЭТО	ВТО	Не перспективны
Вскрышных пород с предварительным рыхлением . . .	ВТО	ЭТО	ВТО	ЭТО
Разнопрочных вскрышных пород с предварительным рыхлением части вскрышной толщи	ВТО	ЭТО	ВТО	ЭТО
Полезных ископаемых с предварительным рыхлением . .	ВТР	ЭТР	Не перспективны	ЭТР
Мягких полезных ископаемых	ВТР	Не перспективны	ВТР	Не перспективны

Приведенная классификация включает только главные и перспективные сочетания оборудования для ведущих технологических процессов. Развитие горной техники и создание новых способов разработки будут, очевидно, увеличивать число возможных вариантов технологических структур комплексной механизации на открытых разработках.

Во всех случаях принципиальная оценка возможных структур комплексной механизации достигается тем, что в первой стадии рассмотрения исключаются структуры, не подходящие к использованию по техническим и природным факторам, затем выбираются наиболее вероятные структуры по совокупности природных, технических, организационных и экономических факторов; они рассматриваются как возможные и сопоставляются по результативным экономическим показателям.

Важными факторами при выборе технологических структур механизации, кроме крепости горных пород и других природных условий, являются масштабы работ и требования к качеству добываемого ископаемого. В определенных условиях эти факторы являются решающими в выборе технологической схемы открытой разработки конкретного месторождения.

Большое значение в проектировании структур комплексной механизации имеет выбор основного оборудования для выемочно-погрузочных работ и средств транспорта, так как этим в значительной степени предопределяется технология добычи полезного ископаемого.

Выбор основного оборудования при проектировании должен основываться на детальном технико-экономическом анализе принимаемых для сравнения вариантов механизации с учетом реальной возможности приобретения принятого оборудования и обеспечения надлежащего качества добываемого полезного ископаемого. Технико-экономическая оценка различных структур комплексной механизации должна производиться по всему производственному циклу с учетом выполнения вспомогательных работ в реальных условиях разрабатываемого месторождения.

При выборе структуры комплексной механизации преимущество сохраняется за теми структурами, которые связаны с наименьшим объемом трудоемких и слабо механизируемых вспомогательных процессов и операций.

При решении задач, связанных с выбором наиболее эффективной технологической структуры комплексной механизации или варианта структуры методом технико-экономического анализа, целевой постановкой является минимизация приведенных затрат, что в общем виде определяется выражением

$$C = C_i + \frac{Э_н K_i}{Q_к}, \quad руб/м^3, \tag{93}$$

где C_i — себестоимость продукции по i-й структуре (или варианту структуры), *руб/м*^{3};

$Э_н$ — отраслевой нормативный коэффициент эффективности;

K_i — капитальные вложения по i-й структуре (или варианту структуры), руб.;

$Q_к$ — производственная мощность карьера, *м*^{3}*/год*.

Большое многообразие взаимовлияющих факторов (тип и мощность основного оборудования, трудоемкость вспомогательных

процессов и эффективность их механизации, параметры элементов системы разработки, мощность предприятия и т. п.) обусловливают необходимость разработки и применения при выборе структур комплексной механизации математических методов с использованием для решения задач быстродействующих вычислительных машин.

§ 3. Принципы комплектования структур комплексной механизации

Комплектование структур комплексной механизации производится на основе серийно выпускаемых для открытых разработок машин и механизмов и лишь в исключительных случаях путем специального заказа на машины и механизмы основного технологического комплекса.

Применение большого парка одинаковых по характеру машин вызывается одинаковыми свойствами разрабатываемых вскрышных пород и полезного ископаемого, одинаковыми условиями залегания рудных тел, обусловливающих применение одинаковых технологических схем. Например, одинаковая крепость и буримость пород обусловливают необходимость применения однотипного бурового оборудования; крутое падение залежи с крепкими вмещающими породами предопределяет в большинстве случаев необходимость вывозки вскрыши во внешние отвалы автомобильным и железнодорожным транспортом, погрузки горной массы механическими лопатами, использование механических лопат на отвалах.

Применение транспортно-отвальных схем иногда обусловливает необходимость создания специального индивидуального для этой схемы комплекта оборудования. Применение крупного индивидуального оборудования на карьерах возможно при условии лучшего экономического эффекта в период эксплуатации по сравнению с серийным. Только в этом случае имеется возможность компенсации излишних затрат на его изготовление.

Расчет количества каждого вида оборудования в схемах комплексной механизации основывается на заданной производственной мощности карьера и нормативах производительности машины (механизма) в данных или аналогичных условиях. Кроме необходимого рабочего оборудования расчетами предусматривается резервное оборудование. При использовании комплектов мощного горного и транспортного оборудования (мощные роторные экскаваторы в комплексе с конвейерами, отвалообразователями и транспортно-отвальными мостами, мощные драглайны и механические лопаты в бестранспортных схемах разработки и др.) резерва основного оборудования не предусматривается. В этом случае для выполнения заданных объемов работ предусматривается необходимый резерв производительности основного оборудования.

Основное оборудование выбирается путем подбора комплекса наиболее рационального оборудования, освоенного отечественными заводами.

Выбор вспомогательного оборудования при проектировании структур комплексной механизации зависит от вида выполняемых вспомогательных процессов и операций в принятой структуре для конкретных условий разрабатываемого месторождения.

В зависимости от природных и технических условий может применяться однотипная и разнотипная механизация вскрышных и добычных работ. Однотипная механизация значительно упрощает организацию горных работ, упрощает и облегчает эксплуатацию, ремонт и обслуживание оборудования.

Комплектование и сопоставление структур комплексной механизации выполняется в следующей последовательности:

устанавливаются исходные природные данные;

намечаются целесообразные способы выполнения основных процессов и общая технологическая схема работ;

составляется примерный перечень, объемы и сроки выполнения подготовительных работ и способы их механизации;

устанавливается суточный или сменный объем работ;

намечается тип ведущих машин для выемочно-погрузочных, транспортных, буровых и отвальных работ;

намечается тип машин и механизмов для выполнения вспомогательных работ;

намечается расстановка машин по звеньям технологического процесса;

определяются технико-экономические показатели принятых для сопоставления структур или их вариантов.

В качестве общих основ для всех структур комплексной механизации можно отметить следующие:

1. В состав структуры могут входить только те машины, возможная область применения которых соответствует физико-механическим свойствам разрабатываемых пород.

2. Структура комплексной механизации в целом должна соответствовать технологии горных работ, размерам и форме карьера, его мощности, сроку строительства и эксплуатации, организационным условиям производства горных работ, а также механизации, установленной у потребителя сырья, на дробильной и обогатительной фабрике, ТЭЦ, на складе и т. п.

3. Чем меньше количество отдельно действующих машин и механизмов, необходимых для выполнения работ, тем структура комплексной механизации надежнее, производительнее и экономичнее.

4. Отдельно действующие машины и механизмы по своей мощности и производительности должны соответствовать друг другу.

5. При установлении мощности машин следует обязательно учитывать общую организацию работ; мощности должны рассчитываться на время производительной работы.

6. Участки структур комплексной механизации и отдельные машины, слабо поддающиеся автоматизации, недостаточно надежные при непрерывной работе или по конструктивным особенностям,

должны дублироваться или иметь соответствующий резерв возможной к использованию мощности.

7. Наилучший экономический эффект достигается при условии, когда машины и механизмы, составляющие структуру, будут использованы на их полную мощность и производительность; применение высокопроизводительных машин большой мощности и веса при недостаточной их загрузке ухудшает экономические показатели в сравнении с меньшими по весу и мощности машинами, способными выполнить тот же объем работ.

8. Ведущими машинами в общем процессе, которым подчинены другие узлы структуры, являются, как правило, выемочно-погрузочная машина и транспортные средства. В особо крепких породах лимитировать производительность схемы комплексной механизации может бурение скважин; в подавляющем большинстве случаев сдерживают процесс транспортные звенья схемы.

9. Любая структура комплексной механизации должна полностью удовлетворять требованиям безопасности труда рабочих и безопасности производства горных работ.

Ниже рассматриваются некоторые примеры комплектования оборудования структур механизации применительно к приведенной выше классификации.

Основным условием комплектации комплексов с применением скреперных агрегатов (рис. 55) является расчет количества машин

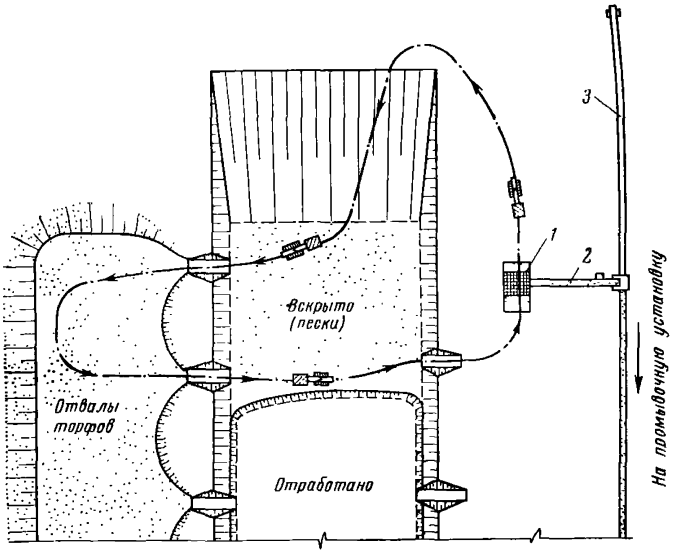


Рис. 55. Использование скреперов на вскрышных и добычных работах при разработке россыпей:

1 — бункер-питатель перегрузочного пункта; *2* — перегрузочный конвейер; *3* — магистральный конвейер

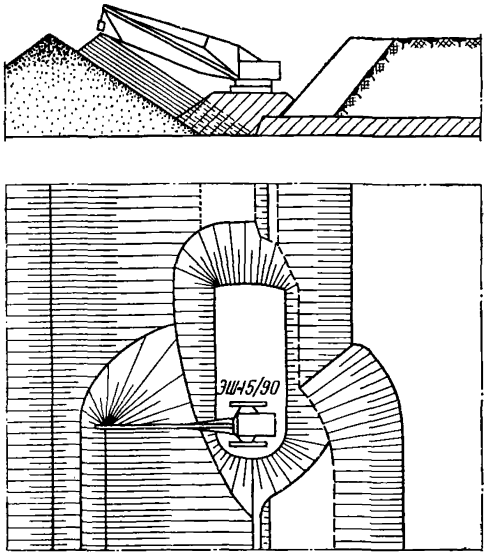


Рис. 56. Использование драглайнов для непосредственной перевалки вскрыши в выработанное пространство

в соответствии с принятыми условиями разработки и общей организацией работ, а также обеспечение поточности процессов добычи, транспортирования и разгрузки.

Выбор машин для схем с непосредственной экскаваторной перевалкой вскрышных пород в выработанное пространство (рис. 56) производят в соответствии с параметрами разрабатываемой толщи пород, мощностью залежи полезного ископаемого и заданной производительностью участка по добыче. В схемах с кратной переэкскавацией добавляется условие рационального выбора моделей экскаваторов, работающих на переэкскавации, в соответствии с коэффициентом переэкскавации и параметрами вскрышной машины.

Требования к комплектации основного оборудования выемочно-транспортно-отвальных комплексов будут различаться в зависимости от вида применяемого транспорта. При использовании комплексов с железнодорожным транспортом железнодорожный подвижной состав комплектуется в основном исходя из условий мощности погрузочного оборудования и физико-механических свойств разрабатываемых горных пород. Полезный вес состава решается из условий вскрытия месторождения и организации обмена поездов в соответствии с мощностью погрузочного оборудования. Количество локомотивосоставов рассчитывается в зависимости от масштаба работ, режима эксплуатации оборудования и принятой организацией движения. Отвальное оборудование в этом случае выбирается в соответствии с типом ведущей машины и физико-механическими свойствами горных пород, а количество его рассчитывают по общему объему работ, режиму эксплуатации оборудования и организации транспортного обслуживания для конкретных условий.

Комплектация оборудования выемочно-транспортно-отвальных комплексов с использованием конвейерного транспорта основывается на соответствии производительности ленточных конвейеров, перегрузочных устройств и отвалообразователей производительности

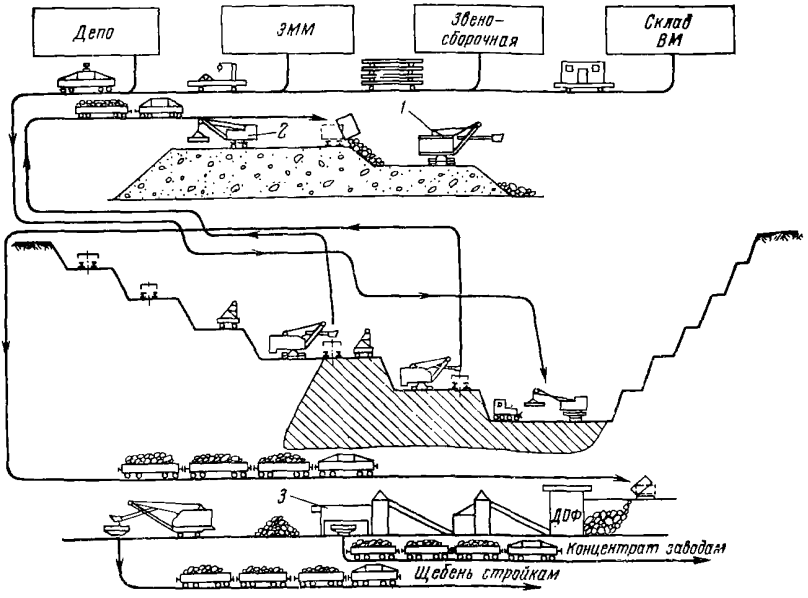


Рис. 57. Структура комплексной механизации с цикличной технологией при железнодорожном транспорте

1 — экскаваторный отвал; *2* — кран; *3* — бункер рудного концентрата

выемочно-погрузочной машины. При использовании в комплекте с выемочной машиной непрерывного действия гидравлического транспорта технологические параметры гидромеханизированного оборудования выбираются в соответствии с производительностью выемочной машины для обеспечения непрерывности потока.

Экскаваторно-транспортно-отвальные комплексы наиболее перспективны для разработки скальных пород. При этом основными видами транспорта являются железнодорожный (рис. 57) и автомобильный (рис. 58). При железнодорожном транспорте комплектация оборудования структуры строится на тех же принципах, что и при выемочно-транспортно-отвальных комплексах. Дополнительным условием является выбор рациональных типов и количества буровых машин.

При взрывании однородных уступов тип бурового станка выбирается в соответствии с физико-механическими свойствами буримых пород, мощностью погрузочной машины и предъявляемыми требованиями к качеству дробления.

При использовании комбинированного транспорта производится увязка перегрузочных узлов по мощности и производительности со смежными видами транспорта.

Основные требования комплектации для комплексов выемочно-транспортно-разгрузочных и экскаваторно-транспортно-разгрузоч-

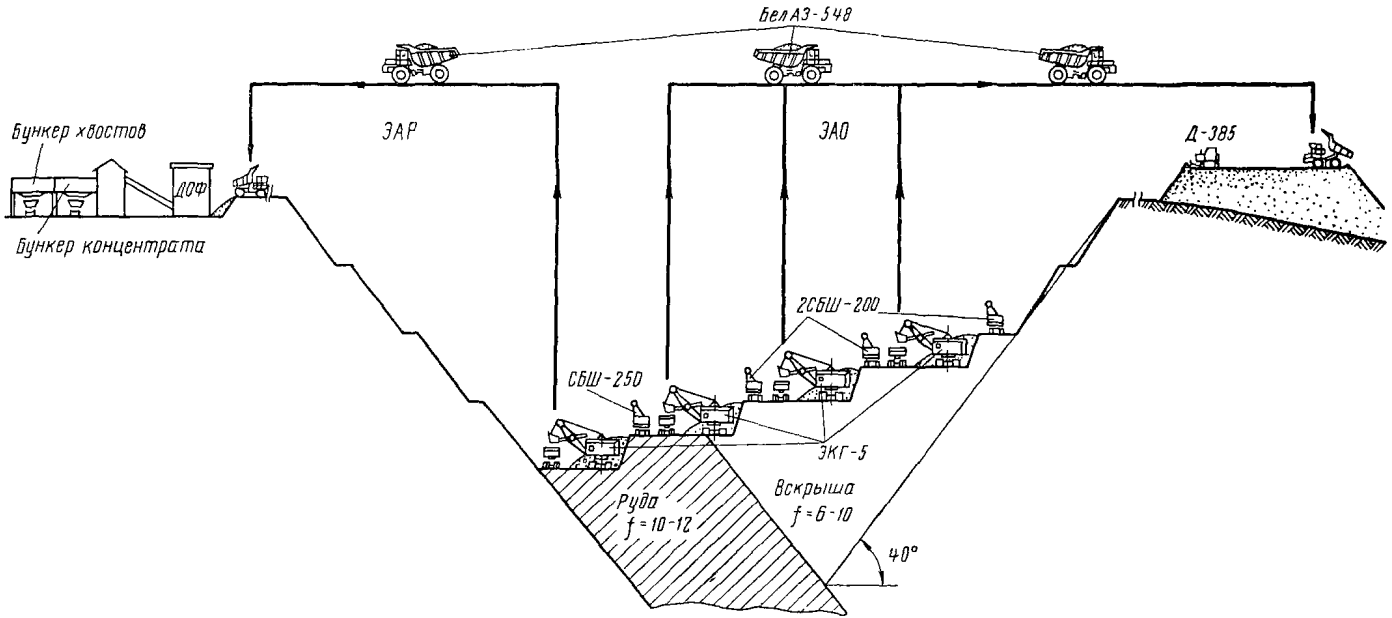


Рис. 58. Структура комплексной механизации с цикличной технологией при автомобильном транспорте

ных такие же, как и для выемочно-транспортно-отвальных и экскаваторно-транспортно-отвальных. К этому лишь добавляются условия соответствия транспортного потока мощности и производительности приемных устройств на складах и бункерах обогатительных фабрик или других устройств приема полезных ископаемых.

Комплектование машин для выполнения вспомогательных работ начинается с выбора ведущей машины для механизации данного процесса. Например, в комплекте путевых машин ведущей является машина, осуществляющая непосредственное перемещение путевой решетки (стреловые краны на железнодорожном и гусеничном ходу, тракторные путепереукладчики). Рабочие параметры этих машин должны соответствовать параметрам ведущей машины основного процесса (в рассматриваемом примере — параметрам забойного или отвального экскаватора), а производительность — принятой организации выполнения работ. Например, выполнение путевых работ совмещается во времени с периодами плановых ремонтов для переходов экскаваторов в новые забои. Подбор комплекта прочего вспомогательного оборудования производится в соответствии с темпом работ ведущей машины.

Непременным условием производительной работы основного и вспомогательного оборудования в каждой из рассмотренных структур комплексной механизации является наличие оборудованных соответствующих вспомогательных и ремонтных цехов и служб.

Глава VI

Проектирование систем открытой разработки

§ 1. Общие сведения

Технологическая структура комплексной механизации и система разработки конкретного месторождения взаимосвязаны. Структура комплексной механизации характеризуется видом применяемого оборудования на основных и вспомогательных процессах, взаимной увязкой его по производительности, количеству и параметрам в смежных производственных процессах. Система разработки характеризуется совокупностью горных выработок, числом вскрышных и добычных уступов, порядком развития фронта и ведения горноподготовительных, вскрышных и добычных работ.

Структуру комплексной механизации следует рассматривать как основное содержание технологии, а систему разработки — как активную форму, обеспечивающую безопасную и высокопроизводительную работу комплекса машин на основных и вспомогательных процессах.

Под системой разработки понимается определенный порядок проведения подготовительных, вскрышных и добычных работ, целесообразный в конкретных условиях разрабатываемого месторождения, обеспечивающий плановую производственную мощность карьера и полное использование возможностей структуры комплексной механизации.

Под технологией открытой разработки в целом (при принятой структуре механизации и установленной системе разработки) понимают совокупность рационально построенных в отдельности и во взаимосвязи основных и вспомогательных процессов.

Связь системы разработки со структурой комплексной механизации проявляется в соответствии параметров элементов системы (высоты уступов, ширины заходок, рабочих и транспортных площадок, протяженности действующего фронта работ и др.) параметрам принятого оборудования. При разработке крутых и наклонных залежей от параметров горных и транспортных машин зависит число вскрышных и добычных уступов.

Способ перемещения пород в отвалы часто предопределяет порядок перемещения фронта работ, объем вскрытых запасов, взаимное подвигание вскрышных и добычных уступов и позволяет установить

технологическую связь между системой разработки и способом вскрытия.

При выборе системы разработки кроме принятой структуры комплексной механизации большое значение имеют форма месторождения, мощность и угол падения залежи, их изменения с глубиной и по простиранию. Для горизонтальных и пологих залежей важное значение имеет также мощность вскрыши на различных участках, гипсометрия почвы и кровли залежи, возможность размещения отвалов в выработанном пространстве или вне карьера.

При разработке горизонтальных залежей возможно внутреннее расположение отвалов с экскаваторной перевалкой вскрыши. Такая возможность имеется и при разработке пологих залежей. Однако при пологом падении почву залежи часто используют для расположения транспортных коммуникаций, вскрывающих глубокие рабочие горизонты, хотя в отдельных случаях внутренние траншеи можно проводить по отвалам, обнажая от навалов породы почву залежи на ширине полосы, необходимой для размещения капитальных траншей. При крутом и наклонном падении залежи отвалы располагаются вне контура карьера.

Производительное использование экскаваторного и транспортного оборудования в конкретных условиях должно основываться на правильном сочетании мощностей сопряженно работающего оборудования при правильной расстановке его на фронте работ.

Наиболее распространенные классификации систем основаны на способе перемещения породы в отвалы (по Е. Ф. Шешко) и способе производства вскрышных работ (по Н. В. Мельникову). Технологическое обоснование этих классификаций связано с преобладанием породы в общем грузопотоке большинства угольных и рудных карьеров (для глубоких карьеров 80—85% и больше от общего объема горной массы).

Ниже приведены классификации систем разработки по Е. Ф. Шешко и Н. В. Мельникову.

По Е. Ф. Шешко

А. Системы разработки с перевалкой вскрыши (с поперечным перемещением породы в отвалы)

Б. Системы разработки с перевозкой вскрыши (с продольным перемещением породы в отвалы)

В. Системы разработки с перевалкой и перевозкой вскрыши (с поперечным и продольным перемещением породы в отвалы)

По Н. В. Мельникову

1. Бестранспортные
2. Транспортно-отвальные
3. Специальные
4. Транспортные
5. Комбинированные

Системы открытых разработок как определенный порядок выполнения подготовительных, вскрышных и добычных работ в контурах карьерного поля характеризуются в первую очередь такими качественными признаками, как направление выемки в плане и профиле, а также местом расположения отвалов. Соответствующая

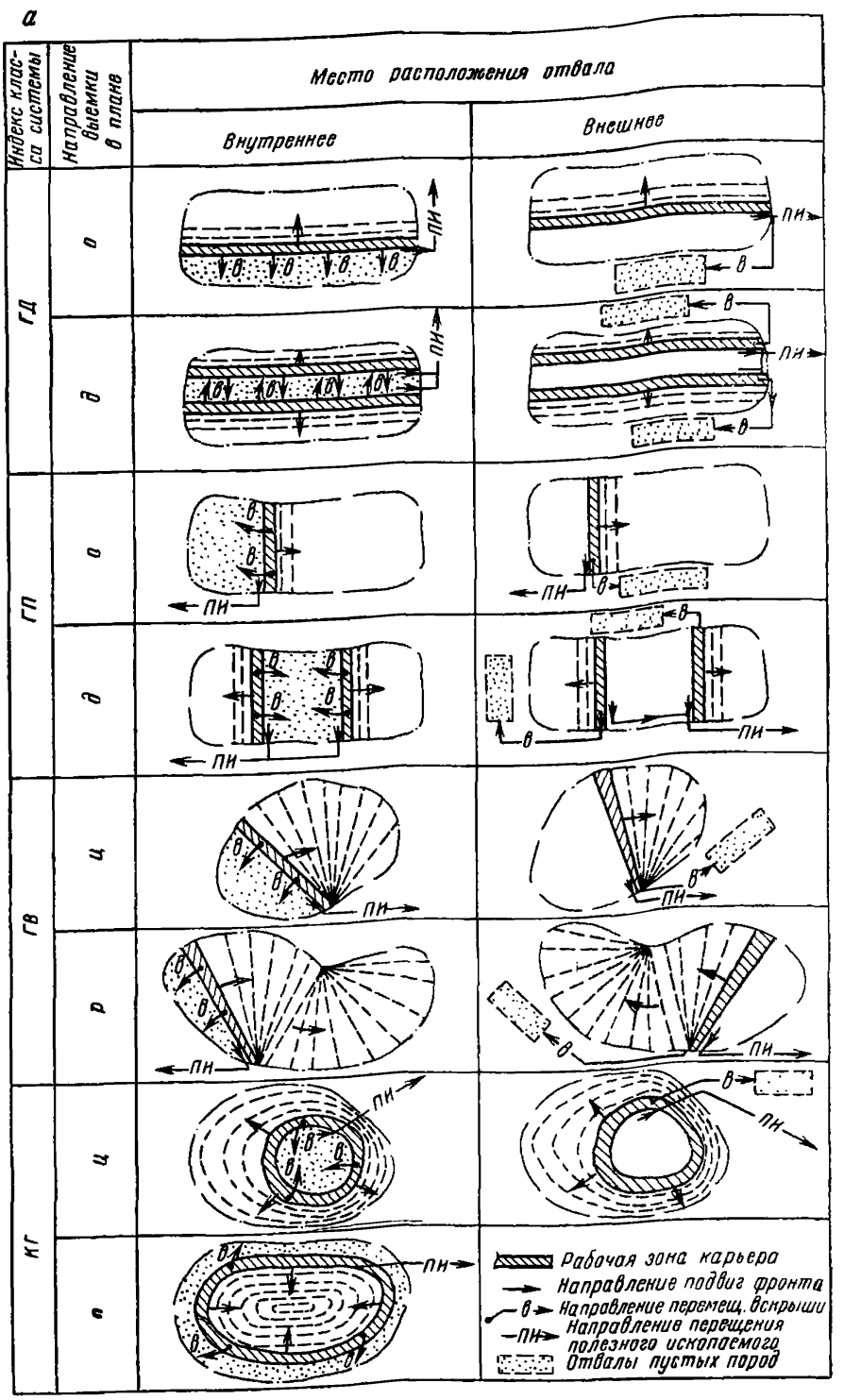
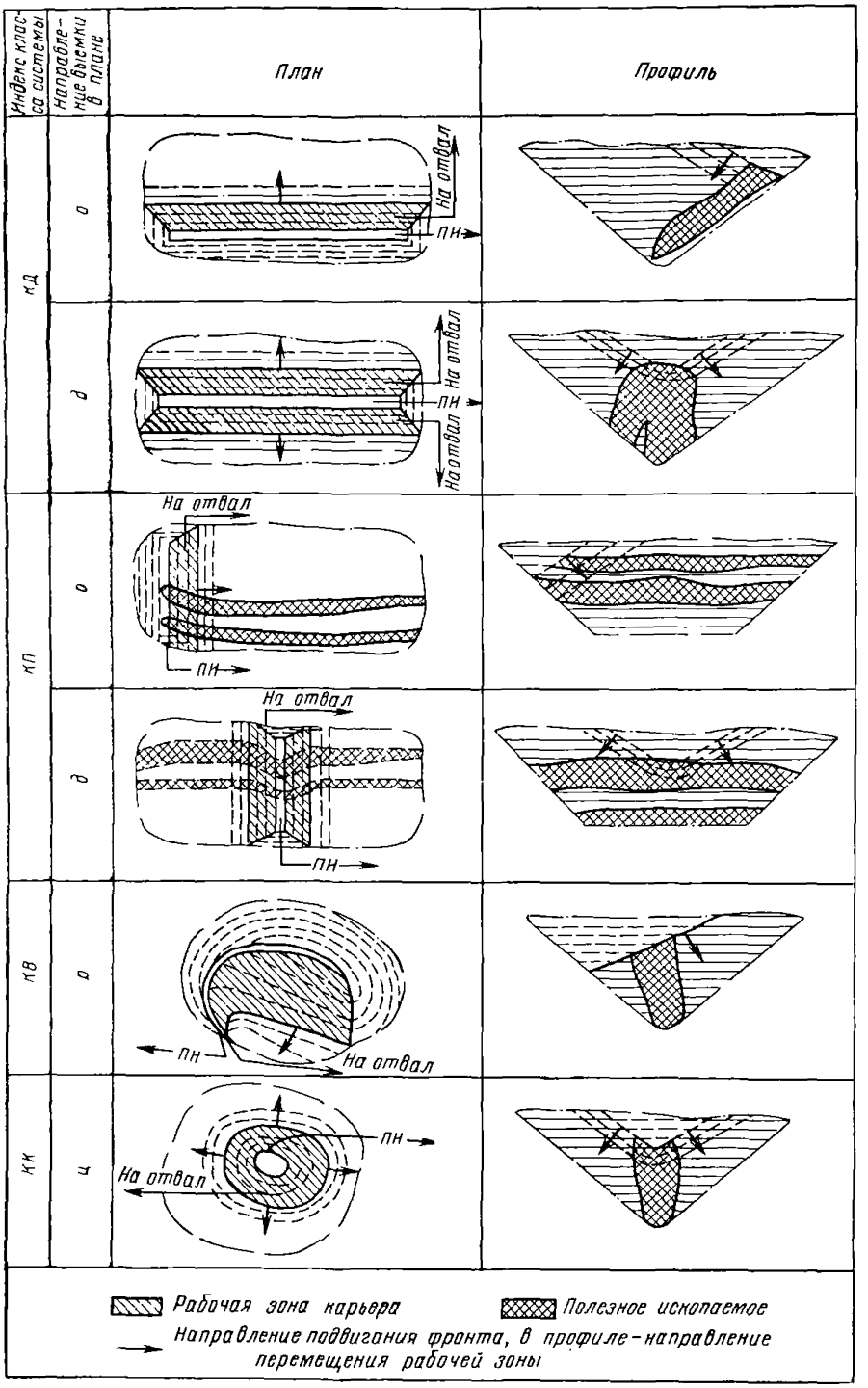


Рис. 59. Системы открытых разработок

а — с постоянным положением рабочей зоны; *б* — с переменным положением двухбортовое; *ц* — то же, центральное; *п* — то же,

б



месторождений полезных ископаемых:

рабочей зоны; *о* — однобортовое направление выемки в плане; *д* — то же периферийное; *р* — то же, рассредоточенное

этим качественным признакам классификация систем открытых разработок представлена в табл. 14 и на рис. 59.

Таблица 14

Классификация систем открытых горных разработок (по В. В. Ржевскому)

Индекс класса системы	Направление выемки в плане	Место расположения отвалов	Направление выемки в профиле
	Системы разработки с постоянной рабочей зоной (группа Г)		
ГД	Продольная однобортовая (о)	С внутренними (а) или внешними (б) отвалами	Горизонтальными (г) или наклонными (н) слоями
	То же, двухбортовая (д)		
ГП	Поперечная однобортовая (о)		
	То же, двухбортовая (д)		
ГВ	Веерная центральная (ц)		
	То же, рассредоточенная (р)		
ГК	Кольцевая центральная (ц)		
	То же, периферийная (п)		
	Системы разработки с переменной рабочей зоной (группа К)		
КД	Продольная однобортовая (о)	С внешними (б) отвалами	Горизонтальными (г), наклонными (н) или крутыми (к) слоями
	То же, двухбортовая (д)		
КП	Поперечная однобортовая (о)		
	То же, двухбортовая (д)		
КВ	Веерная рассредоточенная (р)		
КК	Кольцевая центральная (ц)		

Примечание. Пример записи системы: продольная однобортовая с внутренними отвалами горизонтальными слоями—ГД (о, а, г).

При проектировании систем разработки решается вопрос технологической увязки порядка проведения вскрышных и добычных работ с принятой технологической стуктурой комплексной механизации.

Длина и число блоков на уступе, схема путевого развития, частота и длительность обмена поездов и другие элементы технологического процесса открытых разработок нуждаются в соответствующем научном и проектном обосновании. Регламентирование технологического режима открытых горных работ должно иметь целью установление рационально построенных и устойчивых во времени процессов производства в их взаимной связи на основе передового опыта и прогрессивных научных и проектных решений.

§ 2. Проектирование систем разработки при экскаваторной перевалке вскрыши

Высокоэкономичная технология с экскаваторной перевалкой вскрыши в выработанное пространство целесообразна во всех случаях, когда это возможно по горным и техническим условиям. К та-

ким условиям относятся: горизонтальное или слабонаклонное залегание (до 10—12°); ограниченная мощность залежи (обычно до 30—40 *м*) и вскрыши (до 40—50 *м*). Они применимы также при разработке выходов наклонных и крутых залежей или узких, вытянутых и неглубоко залегающих линз.

Проектирование технологии горных работ с экскаваторной перевалкой вскрыши заключается: 1) в обосновании типа и мощности вскрышных экскаваторов, схемы их взаимной расстановки на уступах (схемы экскавации), взаимосвязи в процессе производства вскрышных и добычных работ по фронту работ и, в частности, их взаимного опережения; 2) в выборе средств транспорта полезного ископаемого и установлении порядка транспортного обслуживания добычных забоев; 3) в определении ширины заходок, берм и площадок по вскрышным породам и полезному ископаемому.

Для установления значения основных расчетных величин (мощности вскрыши и залежи, коэффициентов вскрыши, скорости подвигания фронта и др.) на различных этапах производства горных работ проектирование технологии разработки с перевалкой следует производить на основе предварительного геометрического анализа карьерного поля.

Система разработки должна проектироваться комплексно — в плане и по нескольким типичным геологическим профилям. Расчеты системы только по поперечным профилям без учета расстановки и последовательности работы оборудования в плане могут привести к грубым просчетам.

Отправным условием правильно построенной технологии является равенство или кратность ширины заходки по полезному ископаемому ширине заходки по вскрыше. Соблюдение этого условия обеспечивает равномерность подвигания фронта вскрышных и добычных работ и необходимую цикличность и повторяемость в организации работ. Для расчета системы разработки большое значение имеет правильность установления угла откоса отвала.

Конструкция технологических схем. Технология горных работ основывается на том, что вскрышные породы из целика перемещаются экскаваторами по кратчайшему расстоянию в выработанное пространство.

Годовая производительность вскрышных экскаваторов $Q_в$, $м^3$ должна обеспечивать необходимый годовой объем добычи $Q_д$, $м^3$ в соответствии с величиной текущего коэффициента вскрыши:

$$Q_в = K_т Q_д = \frac{H}{h} Q_д, \; м^3/год, \tag{94}$$

где H и h — средние по фронту работ мощности вскрышных пород и полезного ископаемого, *м*;

$K_т$ — текущий коэффициент вскрыши, $м^3/м^3$.

Начальное положение схемы показано на рис. 60, *а*. В результате перемещения породы из вскрышной заходки *1* в отвальную заходку *1°* вскрывается целик полезного ископаемого.

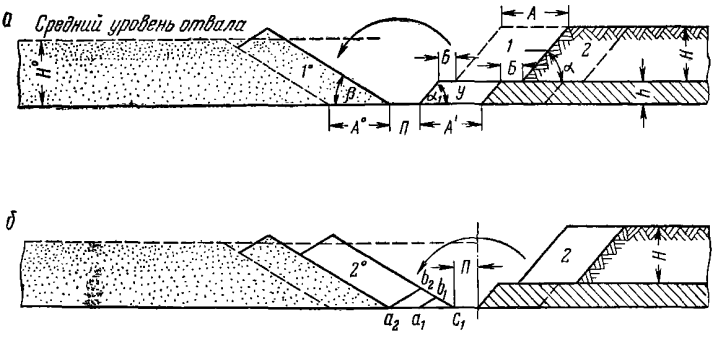


Рис. 60. Схема простой бестранспортной системы разработки

На забойной стороне выемка вскрышных запасов связана с соблюдением определенных технологических условий. Между верхней бровкой добычного уступа и нижней бровкой вскрышного уступа, как правило, должна сохраняться берма $Б$ для размещения транспортных коммуникаций и зачистки кровли залежи. Размер бермы $Б$ устанавливается конкретно для каждой технологической схемы.

Элементами технологической схемы на забойной стороне являются: протяженность забойного фронта работ L; мощность вскрышного уступа H, мощность залежи h; углы откоса вскрышного α и добычного α_1 уступов; ширина вскрышной A и добычной A' заходок; размер бермы $Б$.

В общем случае по длине и направлению подвигания фронта работ величины элементов непостоянны. Принято считать ширину вскрышной A и добычной A' заходок одинаковыми. Однако при сезонном ведении вскрышных работ, когда создаются резервные вскрытые запасы полезного ископаемого на период остановки вскрышных работ $A \neq A'$.

На отвальной стороне между нижними бровками отвала добычного уступа должна, как правило, сохраняться свободная призабойная полоса $П$ для расположения транспортных коммуникаций, водоотводных канав и предохранения добычных уступов от последствий деформаций откосов внутренних отвалов в период ливневых дождей. Размер полосы устанавливается применительно к конкретной технологической схеме; в благоприятных случаях $П = 0$. Величина $П$ может изменяться в течение сезона, когда по условиям производства работ ширина вскрышной заходки не равна ширине отвальной заходки.

Элементами технологической схемы на отвальной стороне являются: протяженность отвального фронта работ $L°$, средняя высота отвала $H_{ср}$ (определяется из условия выравнивания отвальных гребней в пределах ширины заходки; величина $H°$ не может быть произвольной, она определяется высотой вскрышного уступа, длиной вскрышного и отвального фронтов и коэффициентом раз-

рыхления породы); угол откоса отвала β; ширина отвальной заходки A°; ширина призабойной полосы $П$. Так как длина вскрышного фронта, как правило, превосходит длину отвального фронта из-за наличия траншей в отвалах, что вызывает необходимость в увеличении высоты внутренних отвалов, необходимо при расчетах обязательно учитывать фактическую длину фронтов и объемы работ.

Методика расчета технологической схемы с перевалкой вскрыши заключается в определении ряда ее основных показателей.

1. Объем породы в пределах вскрышной заходки с площадью поперечного сечения S по всей длине забойного фронта работ L с учетом коэффициента разрыхления пород $K_р$:

$$V = K_р SL = K_р AHL, \ м^3. \tag{95}$$

2. Объем породы, размещаемой в отвальной заходке сечением S°, по всей длине отвального фронта L°

$$V^\circ = S^\circ L^\circ = A^\circ H^\circ_{ср} L^\circ, \ м^3. \tag{96}$$

3. Обязательное условие правильного построения схемы

$$V^\circ = V \text{ или } A^\circ H^\circ_{ср} L^\circ = K_р AHL. \tag{97}$$

4. Протяженность отвального фронта в общем случае не равна (обычно меньше) протяженности забойного фронта. Расчет схемы должен производиться и для отдельных участков карьерного поля, где из-за кривизны фронта $L^\circ \neq L$. Неодинаковая протяженность забойного и отвального фронтов характерна также в случаях, когда не равны скорости подвигания забойного и отвального фронта работ.

Если (редкий случай) $L^\circ > L$, то

$$H^\circ_{ср} A < K_р HA. \tag{98}$$

При $A^\circ = A$ высота отвала уменьшена:

$$H^\circ_{ср} = K_р H \frac{L}{L_о}. \tag{99}$$

При $H^\circ_{ср} = K_р H$ ширина отвальной заходки меньше забойной:

$$A^\circ = A \frac{L}{L^\circ}. \tag{100}$$

Если (обычный вариант) $L^\circ < L$, то

$$H^\circ_{ср} A^\circ > K_р HA. \tag{101}$$

При $A^\circ = A$ высота отвала возрастает:

$$H^\circ_{ср} = K_р H \frac{L}{L^\circ}. \tag{102}$$

При $H^\circ_{ср} = K_р H$ отвальная заходка шире забойной:

$$A^\circ = A \frac{L}{L^\circ}. \tag{103}$$

Если фронт работ достаточно велик, принимается условие $L^\circ = L$, тогда

$$H^\circ_{ср} A^\circ = K_р H A; \tag{104}$$

при $A^\circ = A$

$$H^\circ_{ср} = K_р H; \tag{105}$$

при $A^\circ \neq A$

$$H^\circ_{ср} = K_р H \frac{A}{A^\circ}, \text{ м}. \tag{106}$$

5. Для простой технологической схемы (без краткой перевалки (рис. 60, *а*) свойственны следующие соотношения:

а) между приращениями площадей заходок, приращениями высоты уступов и их конечными величинами:

$$dS^\circ L^\circ = dS K_р L; \tag{107}$$

$$dS^\circ = K_р\, dS \frac{L}{L^\circ}$$

или

$$A^\circ\, dH^\circ = K_р A\, dH \frac{L}{L^\circ}; \tag{108}$$

$$S^\circ = K_р S \frac{L}{L^\circ}, \text{ м}^2;$$

$$dH^\circ = K_р\, dH \frac{L}{L^\circ} \cdot \frac{A}{A^\circ}; \tag{109}$$

$$H^\circ_{ср} = K_р H \frac{L}{L^\circ} \cdot \frac{A}{A^\circ}, \text{ м}; \tag{110}$$

б) потребный вылет отвалообразователя (считая от нижней бровки добычного уступа)

$$R^\circ = H^\circ \operatorname{ctg} \beta + П, \text{ м}$$

или

$$R^\circ = K_р H \frac{L}{L^\circ} \cdot \frac{A}{A^\circ} \operatorname{ctg} \beta + П, \text{ м}; \tag{111}$$

в) максимально возможная высота отвала при заданном R°

$$H^\circ_{max} = \frac{R^\circ - П}{\operatorname{ctg} \beta}, \text{ м}; \tag{112}$$

г) максимально возможная высота вскрышного уступа при заданном R°

$$H = \frac{R^\circ - П}{K_р \operatorname{ctg} \beta} \cdot \frac{L^\circ}{L} \cdot \frac{A^\circ}{A}, \text{ м}. \tag{113}$$

Выбор схемы экскавации в различных условиях определяется максимальным или средним значением мощности вскрыши. В первом случае недоиспользуются параметры экскаваторов. Поэтому выбор схемы экскавации по максимальной (для данного участка) мощности вскрыши следует производить лишь при условии, если максимальная мощность вскрыши распространена на значительном протяжении фронта работ.

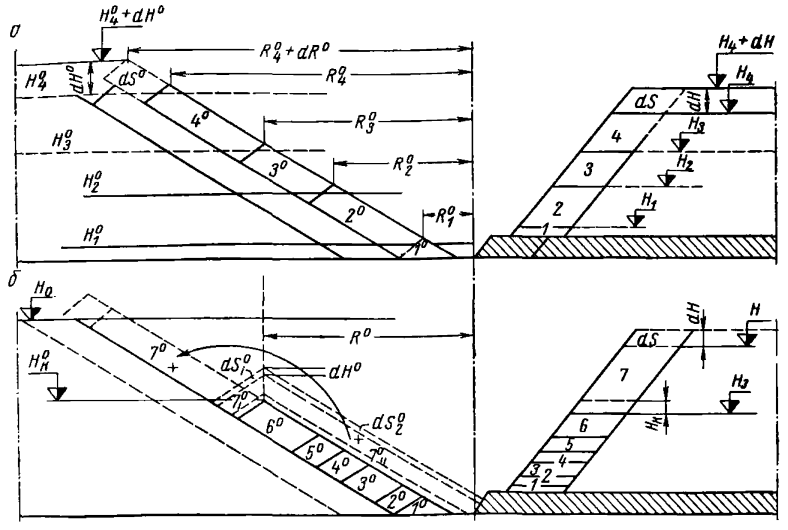


Рис. 61. Схема к расчету параметров бестранспортной системы разработки

Учитывая, что отработка тупика составляет небольшую часть всего объема вскрышных работ, можно увеличивать коэффициент переэкскавации в районе тупика, чтобы отрабатывать большую мощность вскрыши.

Технология перевалки вскрышных пород. После отработки одной вскрышной заходки *1* и одной заходки по полезному ископаемому *у* (рис. 60, *а*) порода из очередной вскрышной заходки *2* может размещаться на свободной площади выработанного пространства (за исключением призабойной полосы *П*) в отвальную заходку *2°* (рис. 60, *б*).

Независимо от порядка выемки вскрыши наиболее экономично размещать породу возможно ближе к полосе *П*, заполняя последовательно треугольную площадь a_1, b_1, c_1, а затем четырехугольник $a_2b_2b_1a_1$. При этом откос отвала предыдущей заходки не подсыпается породой.

С возрастанием мощности вскрышного уступа до H_2, H_3, H_4 и т. д. объемы переваливаемой породы возрастают (площади *2*, *3*, *4*, рис. 61, *а*). Они должны укладываться выше по откосу отвала, формируя площади *2°*, *3°*, *4°* и т. д., а соответствующие радиусы разгрузки должны возрастать до размеров R_2°, R_3°, R_4° и т. д.

Описанная простая технологическая схема перевалки, при которой вся порода экскавируется только один раз (из целика) и непосредственно укладывается в отвальную насыпь, возможна в принципе при любой высоте вскрышного уступа.

Однако вылеты стрелы вскрышного экскаватора при большой высоте отвала становятся чрезмерно большими, так как

$$R_п = П + H^\circ \operatorname{ctg} \beta, \text{ м}. \quad (114)$$

Поэтому при значительной мощности вскрыши переходят на усложненную технологическую схему, при которой порода из вскрышной заходки в объемах *1*, *2*, *3*, *4*, *5* и *6* отсыпается в отвал в прежней последовательности, образуя площади 1°, 2°, 3°, 4°, 5° и 6°. Такая отсыпка возможна, пока полностью не будет использован максимальный радиус разгрузки вскрышного экскаватора R° (рис. 61, *б*). С дальнейшим увеличением мощности вскрыши возрастает объем отвала 7° за счет перевалки объема вскрышных пород *7* без увеличения радиуса разгрузки вскрышного экскаватора, но с частичной или полной засыпкой призабойной полосы и откоса добычного уступа.

Практически экскавацию производят не так, как описано, а на всю высоту вскрышной заходки H, и отсыпку породы в большинстве случаев начинают при максимальном радиусе разгрузки R°. При этом за счет свободного падения и затем ссыпания по откосу отвала порода заполняет отвал не в описанной последовательности (1°, 2°,. . ., 7°), а путем прироста площади отвала тонкими слоями $dS_1^\circ + dS_2^\circ$ (рис. 61, *б*).

Часть отсыпанной в отвал породы $7'^\circ$ может оставаться на месте, поскольку размещение этой породы соответствует простой технологической схеме перевалки. Вторая часть $7''^\circ$ заполняет призабойную полосу и частично засыпает откос добычного уступа. Чтобы воссоздать условия для выемки залежи, эта часть породы должна быть повторно экскавирована и размещена выше площади $7'^\circ$ (показано стрелкой на рис. 61, *б*).

Отношение повторно экскавируемого объема породы $7''^\circ$ к общему объему первично экскавируемой породы $7'^\circ + 7''^\circ$ называют коэффициентом кратности перевалки:

$$K_{\text{пер}} = \frac{7''^\circ}{7'^\circ + 7''^\circ}. \quad (115)$$

В нормальных условиях на освобожденной после выемки залежи площади всегда есть возможность уложить часть породы в постоянное положение (1°, 2°,. . ., 7°) и вследствие этого коэффициент кратности перевалки должен быть меньше единицы ($0 < K_{\text{пер}} < 1$).

В конкретных горногеологических условиях при малых радиусах разгрузки вскрышных экскаваторов и особенно при развитии оползней пород отвала в сторону забоев коэффициент кратности перевалки может быть больше единицы; в отдельных случаях $K_{\text{пер}} = 3 \div 4$ и более. Экономически допустимый коэффициент переэкскавации может быть ориентировочно определен из выражения

$$K_{\text{пер}} = \frac{z_т - z_б}{z_{пэ}}, \quad (116)$$

где $z_т$ — себестоимость 1 $м^3$ транспортной вскрыши, руб.;
$z_б$ — себестоимость 1 $м^3$ при простой экскаваторной перевалке, руб.;
$z_{пэ}$ — себестоимость 1 $м^3$ переэкскавации, руб.

По величине экономически допустимого коэффициента переэкскавации для принятого типа вскрышных экскаваторов и схемы экскавации можно определить максимальную высоту уступа, отрабатываемого с экскаваторной перевалкой вскрыши.

В большинстве же случаев (при мощных экскаваторах и мягких породах) допустимая высота вскрышного уступа при технологии разработки с экскаваторной перевалкой устанавливается не по экономическим соображениям, а по техническим возможностям размещения породы в отвал. Предельно допустимая высота вскрышного уступа определяется в каждом конкретном случае приемной способностью отвала, устойчивостью откоса наибольшего по высоте отвального яруса и максимально возможной величиной генерального угла заложения системы отвальных откосов.

Для усложненной технологической схемы (с кратной перевалкой, рис. 61, *б*) характерны два этапа заполнения отвала.

Первый этап осуществляется по простой схеме до достижения отвалом некоторой критической высоты $H_к^\circ$, соответствующей высоте вскрышного уступа $H_к$; при этом соблюдаются соотношения:

$$H_к^\circ = K_р H_к \frac{L}{L^\circ} \cdot \frac{A}{A^\circ}; \qquad H_к^\circ = (R^\circ - \Pi) \operatorname{tg} \beta. \tag{117}$$

Второй этап начинается с момента превышения высотой отвала значения $H_к^\circ$, когда последующие объемы вскрышных пород dS после перемещения в отвал образуют площадки dS_1° и dS_2° при возрастании высоты отвала на величину dH°.

На втором этапе высота отвала увеличивается в меньшей степени по сравнению с ростом высоты вскрышного уступа до некоторой величины H (величина H добавляется к $H_к$). Прирост площади отвала на втором этапе по левую сторону от оси отсыпки (см. рис. 61, *б*) может быть представлен двумя площадями: постоянной, порода которой не подлежит перевалке, и площадью, порода которой входит в объем вторичной перевалки.

Образующая первого элемента равна $\frac{A^\circ}{2} \cdot \frac{1}{\cos \beta}$, а второго элемента $\frac{1}{2} H_т^\circ \frac{1}{\sin \beta}$ ($H_т^\circ$ — текущая ордината высоты отвала в пределах от 0 ($H_к^\circ$) до H°. Приращение высоты элементов составляет $dH^\circ \cos \beta$. Дифференциал функции приращения площади отвала по левую сторону от оси отсыпки

$$dS_1^\circ = \frac{A^\circ}{2} dH^\circ + \frac{1}{2} H_т^\circ \operatorname{ctg} \beta \, dH^\circ. \tag{118}$$

По правую сторону от оси отсыпки при формировании отвала выше $H_к^\circ$ образующая элемента составляет $(H_к^\circ + H_т^\circ)\frac{1}{\sin\beta} - h_x\frac{1}{\sin\beta}$, а высота элемента, как и прежде, равна $dH^\circ \cos\beta$. Дифференциал функции приращения площади отвала по правую сторону от оси отсыпки

$$dS_2^\circ = (H_к^\circ + H_т^\circ)\operatorname{ctg}\beta\, dH^\circ - h_x \operatorname{ctg}\beta\, dH^\circ. \tag{119}$$

Дифференциал общей функции приращения площади отвала

$$dS^\circ = dS_1^\circ + dS_2^\circ = \frac{A^\circ}{2}dH^\circ + \frac{1}{2}H_т^\circ \operatorname{ctg}\beta\, dH^\circ + (H_к^\circ + H_т^\circ)\operatorname{ctg}\beta\, dH^\circ - h_x \operatorname{ctg}\beta\, dH^\circ. \tag{120}$$

Величина h_x изменяется от 0 до h; если нет подсыпки пласта (засыпается призабойная полоса), $h_x = 0$; в остальных случаях $0 < h_x \leqslant h$

$$h_x = \frac{H_т^\circ \operatorname{ctg}\beta - П}{\operatorname{ctg}\alpha' + \operatorname{ctg}\beta},\ м. \tag{121}$$

Если $П > H_т^\circ \operatorname{ctg}\beta$, то $h_x = 0$, так как h_x не может иметь отрицательные значения.

Функция приращения площади отвала определяется путем интегрирования в пределах от 0 до H° уравнения (120), в котором величина h_x предварительно заменяется выражением (121):

$$S^\circ = \frac{A^\circ}{2}H^\circ + \frac{3}{4}(H^\circ)^2 \operatorname{ctg}\beta + H_к^\circ H^\circ \operatorname{ctg}\beta - \frac{1}{2}\frac{(H^\circ \operatorname{ctg}\beta - П)^2}{\operatorname{ctg}\alpha_1 + \operatorname{ctg}\beta},\ м^2. \tag{122}$$

В последней формуле первый член $\left(\frac{A^\circ}{2}H^\circ\right)$ представляет объем отвальных пород, не подлежащих вторичной перевалке; сумма остальных слагаемых выражает объем переэкскавации пород.

Отвальная сторона усложненной технологической схемы. Выбор модели и производительность экскаваторов на отвале $Q_о$ определяются производительностью вскрышных экскаваторов Q и величиной коэффициента переэкскавации породы $K_{пер}$, что характерно только для отвальных работ:

$$Q_о = QK_{пер},\ м^3/год. \tag{123}$$

Большое значение имеет место расположения экскаватора в усложненной технологической схеме; в то же время размеры внутренних отвалов определяют возможную схему расстановки машин. Высота и конфигурация отвалов должны определяться с учетом инженерно-геологических условий разработки месторождения, обусловливающих устойчивость откосов внутренних отвалов, кривизны фронта горных работ и особенностей отработки флангов карьерных полей.

Из приведенных выше расчетных выражений вытекают следующие основные положения:

а) кратная перевалка отсутствует только при условии $H^\circ = 0$, т. е. при условии, что не будет превышена критическая высота отвала $H^\circ_к$ для заданных величин R°, $П$ и β;

б) объем вторично экскавируемых вскрышных пород при превышении критической высоты отвала увеличивается пропорционально квадрату высоты отвала;

в) при заданной высоте вскрышного уступа ($АНК_р = S'_к + S = \text{const}$) и заданном радиусе разгрузки вскрышного экскаватора удельный объем вторично переваливаемой породы возрастает при уменьшении угла β и увеличении $П$ и уменьшается при увеличении ширины отвальной заходки A°;

г) коэффициент кратности перевалки в общем случае может быть определен из выражений:

$$K_{пер} = \frac{S^\circ - \frac{A^\circ}{2} H^\circ}{S^\circ_к + S^\circ} \tag{124}$$

или

$$K_{пер} = \frac{\frac{3}{4}(H^\circ)^2 \operatorname{ctg}\beta + H^\circ_к H^\circ \operatorname{ctg}\beta - \frac{1}{2} \cdot \frac{(H^\circ \operatorname{ctg}\beta - П)^2}{\operatorname{ctg}\alpha_1 + \operatorname{ctg}\beta}}{A^\circ H^\circ_к + \frac{1}{4}(A^\circ)^2 \operatorname{tg}\beta + \frac{A^\circ}{2} H^\circ + \frac{3}{4} \times \atop \times (H^\circ)^2 \operatorname{ctg}\beta + H^\circ_к H^\circ \operatorname{ctg}\beta - \frac{1}{2} \frac{(H^\circ \operatorname{ctg}\beta - П)^2}{\operatorname{ctg}\alpha_1 + \operatorname{ctg}\beta}}. \tag{125}$$

Средняя высота отвала до вторичной перевалки пород

$$H^\circ_{ср} = H^\circ_к + \frac{H^\circ}{2} - \frac{A^\circ}{2} \operatorname{tg}\beta, \text{ м}; \tag{126}$$

д) основным фактором, определяющим величину коэффициента перевалки, является радиус разгрузки вскрышного экскаватора R°; с увеличением R° пропорционально увеличивается $H^\circ_к$, уменьшаются величина H° и кратность перевалки. Такая же зависимость характерна для размера призабойной полосы: чем меньше $П$, тем меньше кратность перевалки.

Величина R° может иметь отрицательное значение, тогда отвалообразование начинается с засыпки откоса добычного уступа и призабойной полосы; только небольшой объем породы может разместиться в отвале постоянно, без перевалки. Практически вся порода, уложенная в первичный отвал, должна переэкскавироваться для освобождения откоса добычного уступа и призабойной полосы ($K_{пер} = 1$).

Если $П \geqslant R^\circ > 0$, коэффициент кратности перевалки уменьшается; при небольшой высоте вскрышного уступа $K_{пер} \approx 0{,}5$; при возрастании высоты вскрышного уступа $K_{пер} \to 1$. По мере увеличения R° до величины $R^\circ = K_р H \frac{L}{L^\circ} \cdot \frac{A}{A_0} \operatorname{ctg}\beta + П$ кратность перевалки непрерывно уменьшается и приближается к нулю;

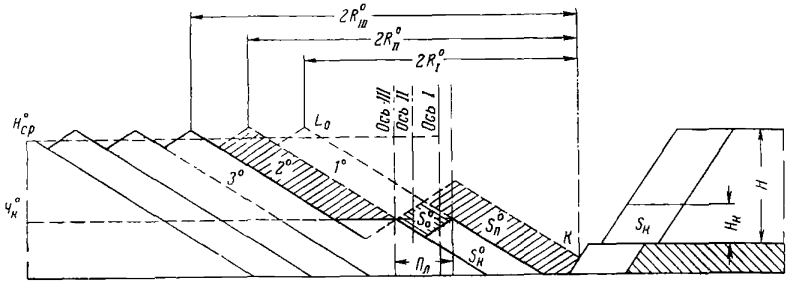


Рис. 62. Схема к расчету объемов перевалки

дальнейшее увеличение R° при заданной высоте вскрышного уступа не имеет смысла.

После размещения пород из вскрышной заходки свежеотсыпанный отвал занимает положение, представленное на рис. 62.

Вся площадь (объем) уложенной в первичный отвал породы равна

$$S^{\circ}_{от} = S^{\circ}_{к} + S^{\circ}_{о} + S^{\circ}_{п},\ м^2, \qquad (127)$$

где $S^{\circ}_{к}$ — площадь, заполняемая по простой схеме перевалки;
$S^{\circ}_{о} + S^{\circ}_{п}$ — площадь дополнительно укладываемой породы при усложненной схеме перевалки.

При этом площадь $S^{\circ}_{о}$ не подлежит вторичной перевалке, а площадь $S^{\circ}_{п}$ необходимо освободить; вторичная перевалка выполняется драглайнами.

Наиболее просто объем пород $S^{\circ}_{п}$ может быть размещен в пространстве 1° непосредственно выше площадей $S^{\circ}_{к} + S^{\circ}_{о}$. При этом драглайн, работающий на переэкскавации пород, мог бы иметь минимальный радиус разгрузки R°_{1} и располагаться на оси *1* так, чтобы эта ось была серединой горизонтального расстояния $2R^{\circ}_{1}$ между крайними точками черпания и отсыпки породы K и L_o. Однако так осуществлять перевалку невозможно, так как для движения драглайна на отвале необходимо создать площадку.

Можно также установить драглайн не в створе точек K и L_o, а с опережением или отставанием по фронту отвальных работ и обеспечить перевалку пород объемом $S^{\circ}_{п}$ в отвальное пространство 1° при углах поворота экскаватора меньше 180°. Однако в этом случае принятый радиус разгрузки драглайна является заниженным и должен быть увеличен с тем, чтобы обеспечить экскавацию породы из точки K и отсыпку ее в точку L_o.

Вместе с тем при увеличении радиуса разгрузки драглайна задача решается проще, если породу, занимающую площадь $S^{\circ}_{п}$, перевалить в пространство 2°, над предыдущей отвальной заходкой; в этом случае для движения драглайна остается площадка шириной $П_л$. Величина $П_л$ равна ширине отвальной заходки A° или меньше ее, если отвальные заходки очень широкие.

При этом для расположения драглайна посредине горизонтального расстояния между точками K и L_0 ось перемещения драглайна следует перенести в положение II; необходимым радиусом разгрузки драглайна в этом случае будет $R^{\circ}_{''}$.

Площадка $П_л$ может быть принята шире минимально необходимой. Тогда ось перемещения драглайна займет положение III и появится возможность разместить переваливаемую породу на площади 3° или в пространстве выше ее. Как правило, в этом не возникает необходимости, в то же время радиус драглайна требуется увеличивать до $R^{\circ}_{'''}$, что нерационально по экономическим соображениям. Наиболее экономичная схема переэкскавации на отвале при использовании драглайна с минимально возможными параметрами предусматривает отсыпку переваливаемых пород объемом $S^{\circ}_{п}$ так, чтобы оставалась минимально необходимая площадка $П_л$ для перемещения драглайна по отвалу.

На параметры схемы переэкскавации влияет горизонт установки отвального драглайна. Расположение драглайна ниже критической высоты отвала $H^{\circ}_{к}$ неизбежно увеличит объем перевалки пород, поскольку в этом случае необходимо переэкскавировать породу не только в объеме $S^{\circ}_{п}$, но и часть объемов $S^{\circ}_{о}$ и $S^{\circ}_{к}$. При этом потребный радиус отсыпки будет больше, чем радиус черпания, и, следовательно, больше, чем $R^{\circ}_{''}$.

Если горизонт установки драглайна выше, чем $H^{\circ}_{к}$, то при перевалке необходима предварительная отсыпка драглайном породы впереди по ходу движения; в этом случае радиус черпания должен быть больше, чем радиус отсыпки, и, следовательно, больше, чем $R^{\circ}_{''}$.

Таким образом: **рационально размещать переэкскавирующий отвальный драглайн на горизонте критической высоты отвала $H^{\circ}_{к}$ на специально создаваемой горизонтальной площадке минимальной ширины, по которой драглайн движется в пределах отсыпаемой отвальной заходки.**

Забойная сторона усложненной технологической схемы. Выбор рациональных параметров элементов отвальной стороны схемы предопределяет значения элементов забойной стороны схемы.

Перевалка пород механическими лопатами (рис. 63). Механические лопаты работают верхним черпанием и поэтому должны располагаться при перевалке пород в выработанном пространстве на верхней площадке добычного уступа. Показатели и параметры технологической схемы с перевалкой пород зависят от удаления оси вскрышного экскаватора от основной расчетной оси схемы, проходящей через нижнюю бровку добычного уступа.

Для любой модели вскрышного экскаватора радиус разгрузки

$$R = R^{\circ} + R_з = \text{const}.$$

При удалении оси перемещения вскрышного экскаватора от бровки добычного уступа величина $R_з$ увеличивается, а величина R° соответственно уменьшается; уменьшаются также критические

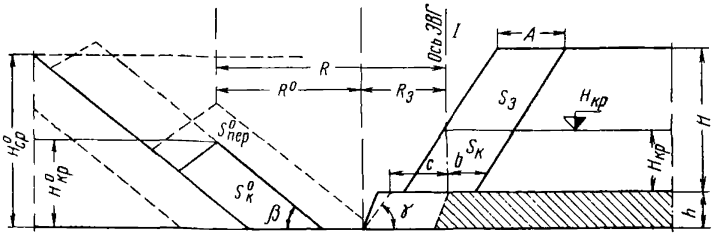


Рис. 63. Схема к определению объема вторичной перевалки при использовании на вскрыше механических лопат

высота $H^{\circ}_{кр}$ и площадь отвала $S^{\circ}_{к}$, т. е. уменьшается объем породы, не подлежащей вторичной перевалке.

По простой технологической схеме (при $A = A^{\circ}$) можно отработать вскрышной уступ относительно небольшой высоты:

$$H_к = \frac{1}{K_р}\left(H^{\circ}_к - \frac{A}{4}\operatorname{tg}\beta\right)$$

или

$$H_к = \frac{1}{K_р}\left(R^{\circ} - П - \frac{A}{4}\right)\operatorname{tg}\beta. \qquad (128)$$

Остальная мощность вскрыши $H - H_к$ подлежит вторичной перевалке.

Таким образом, для уменьшения кратности перевалки механические лопаты всегда рационально располагать возможно ближе к отвалу. При этом ширина вскрышной заходки ограничена.

При высоте вскрышного уступа $H > H_к$ дополнительный объем переэкскавации

$$S_э = (H - H_к)\,A = \frac{1}{K_р}(S^{\circ}_о + S^{\circ}_п) = \frac{1}{K_р}\left[\frac{A^{\circ}}{2}H^{\circ} + \frac{3}{4}(H^{\circ})^2\operatorname{ctg}\beta + H^{\circ}_к H^{\circ}\operatorname{ctg}\beta - \right.$$

$$\left. - \frac{1}{2}\frac{(H^{\circ}\operatorname{ctg}\beta - П)^2}{\operatorname{ctg}\alpha_1 + \operatorname{ctg}\beta}\right], \; м^2. \qquad (129)$$

Для установления объема переэкскавации пород на отвале при известных величинах $H_к$, $H^{\circ}_к$ и $A^{\circ} = A$ определяется величина H° из решения квадратного уравнения, к которому сводится уравнение (129):

$$\frac{3}{4}(H^{\circ})^2\operatorname{ctg}\beta - \frac{1}{2}\frac{(H^{\circ}\operatorname{ctg}\beta - П)^2}{\operatorname{ctg}\alpha_1 + \operatorname{ctg}\beta} + H^{\circ}\left(\frac{A}{2} + H^{\circ}_к\operatorname{ctg}\beta\right) - K_р(H - H_к)\,A = 0. \qquad (130)$$

После этого определяется объем вторичной перевалки пород на отвале

$$S^{\circ}_п = K_р(H - H_к)\,A - \frac{A}{2}H^{\circ}, \; м^2. \qquad (131)$$

Когда высота вскрышного уступа достигает величины H_{max}, пласт полезного ископаемого полностью засыпается, включая берму. Разрабатывать вскрышной уступ большей высоты механической лопатой данной модели невозможно, так как происходит засыпка базы экскаватора. Максимально возможная высота вскрышного уступа H_{max} при перевалке вскрыши определяется из уравнения (130), где в этом случае

$$H^{\circ}_{max} = [П + Б + h\,(\operatorname{ctg}\alpha_1 + \operatorname{ctg}\beta)]\operatorname{tg}\beta,\ м. \qquad (132)$$

Для простой технологической схемы с применением механической лопаты обычно решают две задачи:

а) определяют необходимый радиус разгрузки экскаватора для разработки вскрышного уступа высотой H (при $A^{\circ} = A$ и $L^{\circ} = L$):

$$R = R^{\circ} + R_з = HK_р \operatorname{ctg}\beta + П + \frac{A}{4} + R_з,\ м; \qquad (133)$$

б) определяют мощность вскрыши, отрабатываемой по простой схеме механической лопатой с радиусом разгрузки R:

$$H = \frac{1}{K_р \operatorname{ctg}\beta}\left(R - R_з - П - \frac{A}{4}\right),\ м. \qquad (134)$$

При усложненной схеме с кратной перевалкой эти задачи невозможно решать однозначно, так как величины R и H зависят от кратности перевалки.

Перевалка пород драглайнами (рис. 64). При разработке пород нижним черпанием драглайны должны располагаться на верхней площадке вскрышного уступа (рис. 64, *а*). Параметры технологической схемы зависят от расстояния пункта отсыпки от оси перемещения экскаватора.

Для любой модели драглайна радиус разгрузки $R = R_0 + R_з = \text{const}$. Как и механическая лопата, драглайн должен располагаться возможно ближе к верхней бровке вскрышного уступа с сохранением бермы безопасности *б*.

По простой технологической схеме (при $A^{\circ} = A$) можно отработать вскрышной уступ высотой H только при условии, что драглайн имеет очень большой радиус разгрузки R, перекрывающий забойную и отвальную стороны (рис. 64, *а*):

$$R \geqslant 0{,}5Б_1 + б + H \operatorname{ctg}\alpha + Б + h \operatorname{ctg}\alpha_1 + П + H^{\circ} \operatorname{ctg}\beta,\ м, \qquad (135)$$

где $Б_1$ — ширина базы драглайна, *м*. При этом

$$H^{\circ} = K_р H + \frac{A}{4}\operatorname{tg}\beta. \qquad (136)$$

Высота вскрышного уступа, отрабатываемого по простой схеме, в этом случае весьма ограниченна.

Опыт эксплуатации мощных шагающих драглайнов на карьерах СССР показал возможность их высокопроизводительного использования при работе не только нижним, но и верхним черпанием. При

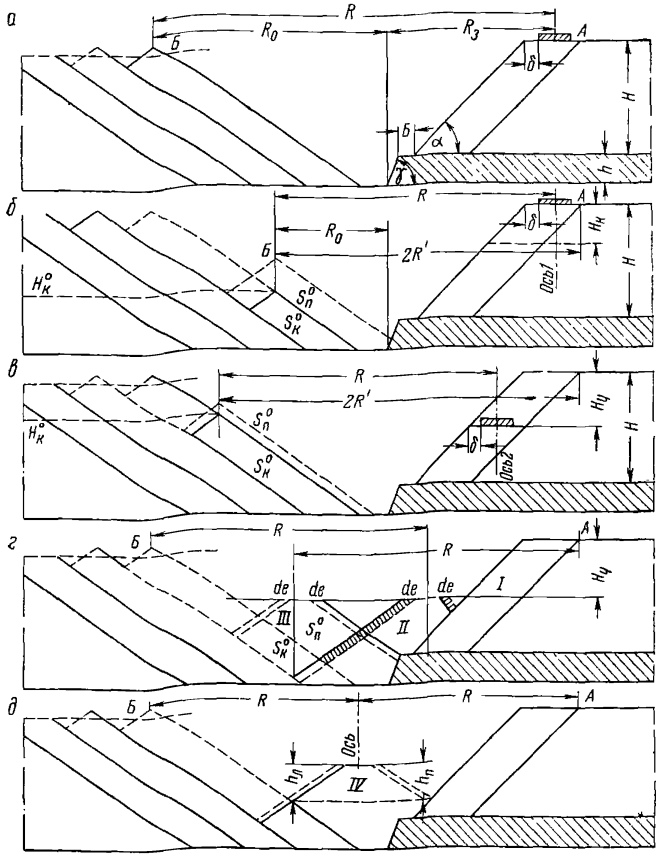


Рис. 64. Схема к определению места установки переэкскавирующего драглайна при усложненной бестранспортной системе разработки

этом высота уступа, отрабатываемого верхним черпанием, не должна превышать 70—80% высоты разгрузки данной модели экскаватора. При разработке уступа верхним и нижним черпанием можно располагать драглайн на промежуточной площадке вскрышного уступа (рис. 64, *в*); за счет этого потребный радиус разгрузки драглайна уменьшается на величину $H_{в.ч}\operatorname{ctg}\alpha$ ($H_{в\ ч}$ — допустимая высота верхнего подуступа, разрабатываемого верхним черпанием). При этом можно уменьшить радиус разгрузки экскаватора на 8—15 *м*, что, однако, существенно не улучшает технико-экономических показателей разгрузки.

Использование драглайнов обычно связано с кратной перевалкой вскрышных пород. Как видно из рис. 64, *б*, даже при расположении

драглайна на верхней площадке вскрышного уступа потребный радиус разгрузки вскрышного экскаватора существенно уменьшается, если ось отсыпки проходит через точку $Б$, но при этом увеличивается объем вторичной перевалки пород.

Аналогично приведенным выше расчетам схем с использованием механических лопат, при заданном радиусе разгрузки драглайна R существует определенная глубина $H_к$ (рис. 64, *б*), измеряемая от горизонта установки драглайна, при которой порода из отрабатываемой вскрышной заходки полностью укладывается в пространство $S^{\circ}_к$ на отвале без вторичной перевалки. Увеличение высоты вскрышного уступа более $H_к$ ведет к росту объема пород $S^{\circ}_п$, подлежащих вторичной перевалке. *При увеличении радиуса разгрузки R величина* $S^{\circ}_п$ уменьшается. Когда $S^{\circ}_п = 0$, усложненная схема сводится к простой.

Уменьшение радиуса разгрузки R, напротив, ведет к существенному увеличению объема перевалки пород. Задача заключается в выборе таких значений радиуса разгрузки и емкости ковша драглайна, чтобы обеспечивалось оптимальное использование параметров и высокая производительность драглайна при возможном уменьшении объема вторичной перевалки.

Относительно благоприятные условия разработки вскрыши с перевалкой достигаются в том случае, когда драглайн расположен на промежуточной площадке вскрышного уступа на допускаемом (по высоте черпания) уровне (рис. 64, *в*). Тогда (при тех же условиях и том же радиусе разгрузки драглайна R, что и на рис. 64, *б*) величины $H^{\circ}_к$ и $S^{\circ}_к$ становятся значительно больше, а $S^{\circ}_п$ меньше и для переэкскавации потребуется экскаватор небольшой мощности.

В схемах, представленных на рис. 64, *а*, *б*, *в*, при полном использовании радиуса разгрузки драглайна радиус черпания его используется не полностью; угол поворота драглайна значительно меньше 180°.

При установке вскрышного драглайна посредине горизонтального расстояния между пунктами черпания и разгрузки $А$ и $Б$ (рис. 64, *д*) потребные радиусы черпания и разгрузки драглайна сократятся почти вдвое, следовательно, и экскаватор будет значительно более легкий по весу. Эта возможность использована в схеме, разработанной и применяемой на Райчихинских угольных карьерах.

В этом случае драглайн располагается на верхней площадке временного отвала, отсыпаемого самим драглайном впереди по ходу движения. По мере перемещения этот же драглайн переэкскавирует породу из временного отвала (*на пройденном участке трассы* сзади машин) в постоянный отвал. По причинам, указанным выше, высоту расположения драглайна целесообразно уменьшать до предела, при котором обеспечивается отработка верхнего вскрышного подуступа верхним черпанием $H_{в.ч}$.

При этом необходимо рассмотреть последствия от смещения драглайна (рис. 64, *г*) с промежуточной площадки вскрышного уступа (положение *I*) в сторону отвала (положения *II* и *III*). При сдвижении драглайна соответственно уменьшается потребный радиус

разгрузки и увеличивается необходимый радиус черпания, что целесообразно до момента, когда $R_р = R_ч$, т. е. при сдвижении экскаватора до оси, проходящей через середину горизонтального расстояния между точками *А* и *Б* (рис. 64, *д*, положение *IV*).

Однако при сдвижении площадки на величину *de* в сторону отвала объем временного отвала возрастает (площадь левой заштрихованной полосы шириной *de* больше площади правой полосы за счет увеличения высоты); следовательно, увеличивается объем вторичной перевалки $S^{\circ}_{п}$. Рост объемов вторичной перевалки происходит до тех пор, пока $h_л$ станет равной $h_п$ (рис. 64, *д*). При дальнейшем перемещении площадки расположения драглайна в сторону отвала уменьшается прирост переваливаемой породы с площади со стороны отвала (слева) и увеличивается ее прирост со стороны забоя (справа), однако общий объем переваливаемой породы $S^{\circ}_{п}$ уменьшается, поскольку возрастает величина $S^{\circ}_{к}$.

Таким образом, при сдвижении драглайна в сторону отвала объем вторичной перевалки вначале увеличивается, а затем уменьшается. Наибольший объем вторичной перевалки достигается при $h_л = h_п$. В средней части створа *АБ* изменение объемов вторичной перевалки пород при сдвижении драглайна относительно невелико.

Поэтому для наиболее эффективного использования параметров драглайна целесообразно его размещение, как и в райчихинской схеме, на площадке, отметка которой соответствует отметке площадки верхнего вскрышного подуступа (критической высоте верхнего черпания драглайна), а ось трассы драглайна расположена посредине между верхней бровкой вскрышного уступа (точка *А*) и осью отсыпки отвала (точка *Б*).

Вместе с тем для сокращения объема перевалки породы и удобства зачистки откоса добычного уступа нужно, чтобы ось трассы экскаватора и нижняя бровка добычного уступа находились в одной вертикальной плоскости.

Выбор рациональной схемы для конкретных условий при относительно небольшом объеме перевалки пород, но с использованием второго экскаватора на отвале (рис. 64, *б*) или с одним экскаватором и при относительно большом объеме вторичной перевалки (рис. 64, *д*) решается экономическим сопоставлением с учетом действительной мощности вскрыши, принятой модели драглайна и его производительности, а также фактического объема перевалки.

При разработке с экскаваторной перевалкой пород, требующих рыхления взрывным способом, можно часть объема пород заходки сбросить в выработанное пространство без ее переэкскавации, что необходимо учитывать при проектировании.

Перемещение экскаваторов по фронту работ. Возможны три принципиальные схемы взаимной расстановки экскаваторов по фронту (рис. 65).

Схема I (рис. 65, *а*) предусматривает рабочий ход экскаваторов только в одном направлении. Между вскрышной и добычной заходками оставляется берма по всей длине фронта, ширина кото-

рой *Б* достаточна для обратного (холостого) прохода вскрышного экскаватора. Эта схема исключает простои экскаваторов и перерывы в добычных работах из-за перемены направления движения экскаватора и дает возможность создать большие вскрытые запасы полезного ископаемого. Ее недостатком являются холостые проходы экскаваторов и неудовлетворительное использование радиуса разгрузки вскрышного экскаватора. В одинаковых условиях по сравнению со следующей схемой требуется более мощное оборудование, что снижает ее экономичность. Непосредственная (однократная) перевалка вскрыши при этой схеме практически исключается. В отдельных случаях (при малой мощности залежи и устойчивых породах ее основания) может быть предусмотрен перегон вскрышного экскаватора по почве залежи или, реже, по поверхности (верхней площадке вскрышного уступа), который исключает указанные недостатки схемы, кроме холостых проходов экскаватора. Выдача полезного ископаемого на поверхность предусматривается только на одном из флангов карьерного поля, что упрощает организацию транспорта между добычными забоями и технологическим комплексом.

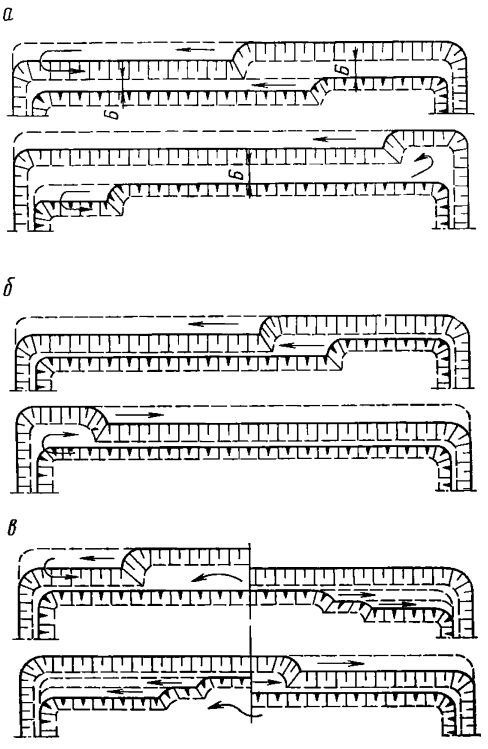


Рис. 65. Схемы взаимного расположения вскрышных и добычных забоев при перевалке вскрыши в выработанное пространство

При с х е м е II (рис. 65, *б*) добычной экскаватор следует непосредственно за вскрышным. После отработки заходки вскрышной экскаватор обычно простаивает, ожидая окончания выемки заходки по полезному ископаемому, затем простаивает добычной экскаватор, так как необходимо создать опережение вскрышных работ по фронту. При второй схеме исключаются холостые проходы экскаваторов, выдача полезного ископаемого производится поочередно через фланговые траншеи, но размер вскрытых запасов полезного ископаемого минимален, а зависимость между работой вскрышного и добычного экскаваторов получается наиболее жесткой.

Чем короче фронт работ, тем больше время простоев вскрышных и добычных экскаваторов.

Удельное значение простоев экскаватора в течение года при заданной скорости подвигания фронта зависит от высоты уступа и размера опережения экскаваторов, но не зависит от ширины заходки. Оно составляет от 10 до 20% рабочего времени экскаваторов.

Для сокращения относительного влияния простоев экскаваторов желательно увеличить длину фронта работы. При заданной скорости подвигания фронта его протяженность может быть увеличена только за счет уменьшения высоты вскрышного уступа или за счет увеличения годовой производительности экскаваторов. Вместе с тем для увеличения объема пород, перевариваемых в выработанное пространство, высота уступа должна быть по возможности большей.

При заданной длине фронта работ количество простоев может быть сокращено за счет увеличения ширины заходки, но это вызывает увеличение объемов вторичной перевалки породы.

В благоприятных условиях, когда мощность вскрыши и залежи на флангах карьерного поля резко уменьшаются, отработка этих участков более широкими заходками при криволинейном фронте, вогнутом в сторону выработанного пространства, позволяет свести к минимуму простои экскаваторов. Простои могут быть резко уменьшены также за счет создания на флангах передовых траншей дополнительным оборудованием, однако эффективность такого мероприятия должна быть специально доказана в каждом случае. Обычно время простоев экскаваторов на флангах используют для планово-предупредительного ремонта.

Вторая схема может быть применена только в том случае, когда прекращение добычи во время простоя добычного экскаватора компенсируется увеличением добычи на соседних участках или карьерах.

Схема III (рис. 65, *в*) предусматривает разделение фронта работ на два крыла. Вскрышные и добычные работы начинают от середины фронта работ. За время отработки вскрышной заходки на одном крыле полностью вынимаются вскрытые запасы на другом крыле фронта. Затем вскрышной экскаватор возвращается от фланга к середине по вскрытому целику полезного ископаемого и начинает вскрышные работы на подготовку запасов на втором крыле, а добычной экскаватор производит выемку вскрытых запасов первого крыла фронта. Простои экскаваторов при этой схеме сводятся к минимуму, размер вскрытых запасов достаточно велик, работа вскрышного и добычного экскаваторов относительно независима. Однако сохраняются холостые переходы экскаваторов, возникают затруднения при работе в середине фронта, периодически приходится изменять направление грузопотока полезного ископаемого. Создание центральной траншеи для выдачи полезного ископаемого упрощает организацию транспорта, но ведет к усложнению перевалочных работ на участке проходки траншеи из-за уменьшения длины отвального фронта.

Связь вскрытия и системы разработки. Вскрышные работы с экскаваторной перевалкой пород в выработанное пространство характеризуются жесткой взаимозависимостью работы вскрышных и добычных экскаваторов. Это не позволяет создавать большого опережения вскрышных работ, величина которого ограничивается рабочими размерами вскрышных экскаваторов и размерами вскрышных и добычных уступов. Опережение тем больше, чем больше радиус действия экскаватора и углы откосов уступов. Практически вскрытые запасы обеспечивают ведение добычных работ в течение 0,08—0,30 года.

Жесткая зависимость между подвиганием вскрышного и добычного фронтов усложняет технологическую схему при сезонной работе вскрышного оборудования, когда в теплое время года скорость подвигания вскрышного фронта больше, чем добычного. Поэтому в расчетах схем с перевалкой вскрышных пород объем вскрытых запасов, установленных по нормам, увеличивается на величину, обеспечивающую непрерывную добычу в течение периода остановки вскрышных работ.

Разнообразие применяемых моделей вскрышных экскаваторов и транспортных средств и способов вскрытия добычных горизонтов предопределяет различную взаимную последовательность (организацию) вскрышных и добычных работ. При этом учитывают, что карьерное поле может обслуживаться одним, двумя и (редко) тремя комплектами взаимосвязанных вскрышных и добычных машин. При двух и трех комплектах общий фронт работ карьера делится на блоки: каждый блок рассматривается как самостоятельный участок, который должен иметь один или более собственных транспортных выходов. Поэтому все варианты организации работ должны предусматривать обеспечение грузотранспортной связи технологического комплекса с добычными забоями.

На карьерах применяют следующие принципиальные схемы организации работ и вскрытия горизонтов:

1. Разработка одним блоком при одной фланговой капитальной траншее (рис. 66, *а*). Вскрышной экскаватор следует впереди добычного с опережением, величина которого регламентируется требованиями техники безопасности. После отработки каждой заходки оба экскаватора холостым ходом возвращаются в исходное положение.

2. Разработка одним блоком при двух фланговых капитальных траншеях (рис. 66, *б*). Добыча полезного ископаемого при этом может производиться по двум вариантам: а) добычной экскаватор следует за вскрышным; б) добычной экскаватор работает впереди вскрышного. При этой схеме возможен рабочий ход экскаватора в обоих направлениях.

3. Разработка двумя блоками при одной центральной капитальной траншее (рис. 66, *в*). Перевалка вскрыши производится попеременно в обоих блоках; готовые к выемке запасы лимитируются вскрытой и зачищенной полосой полезного ископаемого на полную длину одного блока. Вскрышные и добычные экскаваторы после отработки

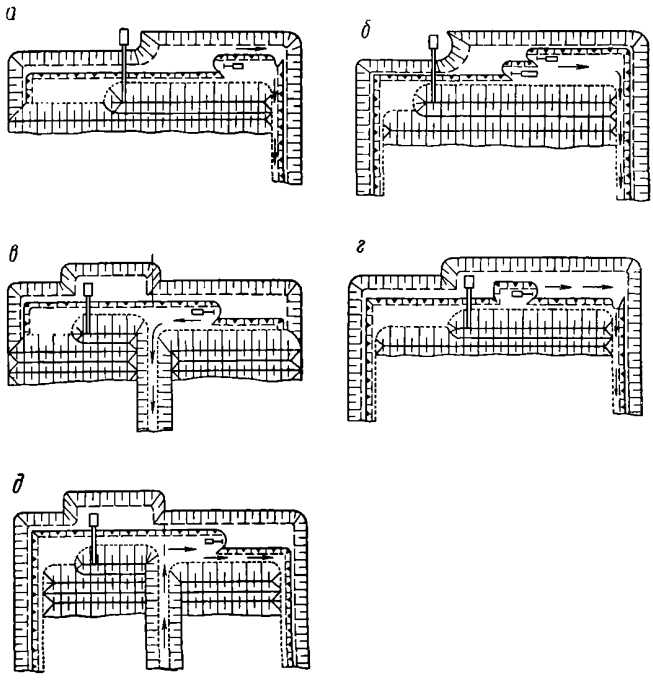


Рис. 66. Варианты расположения транспортных выходов при перевалке вскрыши в выработанное пространство:

а — одним блоком с одним выездом; *б* — одним блоком с двумя выездами; *в* — двумя блоками с одним центральным выездом; *г* — двумя блоками с двумя фланговыми выездами; *д* — двумя блоками с тремя выездами.

каждого блока холостым ходом возвращаются в исходное положение.

4. Разработка двумя блоками при двух фланговых капитальных траншеях (рис. 66, *г*). Добычные и вскрышные работы производятся одновременно в разных блоках. Экскаваторы перегоняют в исходное положение холостым ходом.

5. Разработка двумя блоками при трех траншеях (две фланговых и одна центральная). Эта схема предусматривает возможность поточного движения транспорта (рис. 66, *д*) и рабочий ход экскаваторов в обоих направлениях.

Из рассмотренных схем предпочтительны две последние. Не рекомендуется применять схему с одной фланговой траншеей.

Одноблоковую разработку карьера применяют в условиях, когда общая длина фронта недостаточна для деления его на два блока, и при небольшой производственной мощности предприятия.

При всех схемах организации работ после отработки каждой вскрышной заходки неизбежны простои или перегоны холостым ходом мощного вскрышного экскаватора. Для сокращения времени, затрачиваемого в течение года на простои или непроизводительные переходы экскаватора, следует принимать наибольшую возможную ширину заходки.

Предпочтение при перевозках полезного ископаемого отдается автомобильному или конвейерному транспорту. Конвейерные установки могут конкурировать с автомобильным транспортом при большой производственной мощности карьера. Железнодорожный транспорт затрудняет организацию работ на флангах карьера, где фронт работ искривляется или производится погрузка с расцепкой вагонов и укладкой выставочного тупика.

§ 3. Система разработки с транспортно-отвальными мостами

Система разработки с применением транспортно-отвальных мостов относится к системам с поперечным перемещением вскрыши в отвалы.

При этом вскрышные работы выполняются комплексной установкой, состоящей из экскаваторов, соединительных устройств и транспортно-отвального моста и объединяющей в один непре-

Таблица 15

Характеристика унифицированных транспортно-отвальных мостов

Показатели	Транспортно-отвальные мосты для мощности вскрыши, *м*	
	34	45
Сменная производительность по рыхлой массе, $м^3$	7660	8800
То же, по целику, $м^3$	6000	6900
Длина пролета, *м*	180±6	225±7,5
Длина консоли, *м*	75	125
Общая длина, *м*	280	380
Длина передаточных конвейеров, *м*	45	110
Высота разгрузки относительно уровня рельсов отвальной опоры, *м*	39	57
Скорость движения конвейерных лент, *м/сек*	7—7,25	7—7,25
Ширина лент, *м*	1,6	1,8
Общий вес, *т*	2690	6300
В том числе, *т*:		
собственного моста	2100	—
передаточных конвейеров	590	—
Мостовые экскаваторы	2×ДС-1120	2×ДС-1600

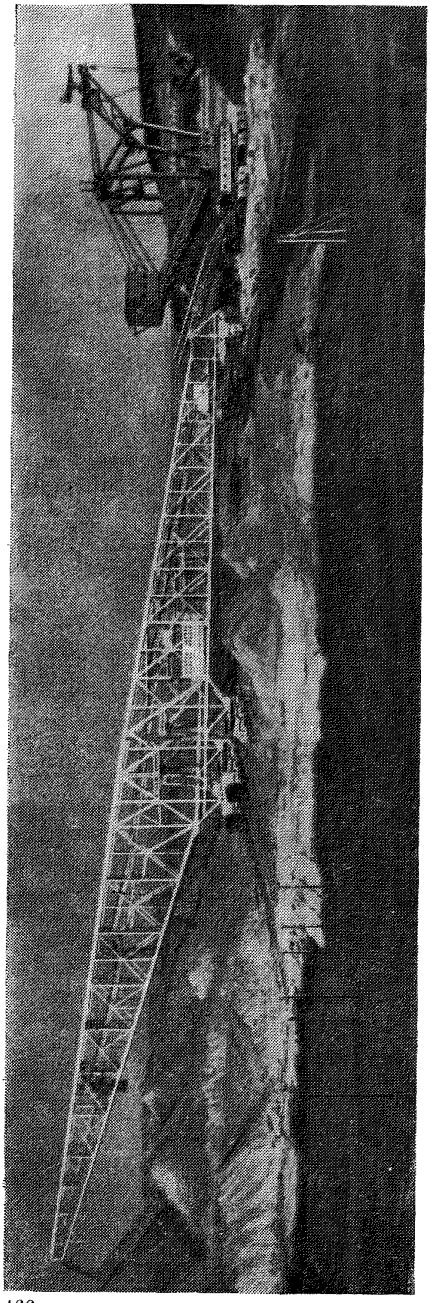


Рис. 67. Общий вид разработки с применением транспортно-отвального моста в комплексе с роторным экскаватором (Шевченковский марганцевый карьер)

рывный производственный процесс экскавацию, транспортирование и отвалообразование вскрышных пород. Добычные работы ведутся в пределах вскрытой площади полезного ископаемого, перекрываемой транспортно-отвальным мостом (рис. 67, 68).

Система разработки с применением транспортно-отвальных мостов может применяться только при горизонтальном или слабонаклонном (до 2—3°) залегании пласта полезного ископаемого.

До последнего времени мосты проектировались и изготавливались в индивидуальном порядке применительно к конкретным условиям отдельных карьеров.

С 1959 г. в ГДР начали применяться унифицированные мосты сначала для отработки вскрыши мощностью 34 *м*, а затем (с 1962 г.) для отработки вскрыши мощностью 45 *м* (табл. 15).

Специфической особенностью разработки с применением транспортно-отвальных мостов является тесная взаимосвязь параметров системы со схемой и параметрами мостовой установки.

Ниже приведена классификация мосто-

вых установок по технологическим и конструктивным признакам.

Тип экскаваторов	Цепные, роторные
Расположение экскаваторов и схема присоединения к мосту	Встроенные в мост; отдельно стоящие
Тип хода моста	Рельсовый; гусеничный; комбинированный
Расположение опор: вскрышной	На полезном ископаемом; на вскрышном уступе
отвальной	На полезном ископаемом; на почве пласта; на предотвале
Наличие телескопичности и поворотности моста в плане	Без телескопичности; с конструктивной телескопичностью и поворотностью; с технологической телескопичностью и поворотностью
Расположение зимних запасов	Под пролетом; под консолью; под пролетом и под консолью
Способ отсыпки породы в отвал	С одной точкой отсыпки в конце отвальной консоли; с промежуточными точками отсыпки; с использованием отдельного отвалообразователя

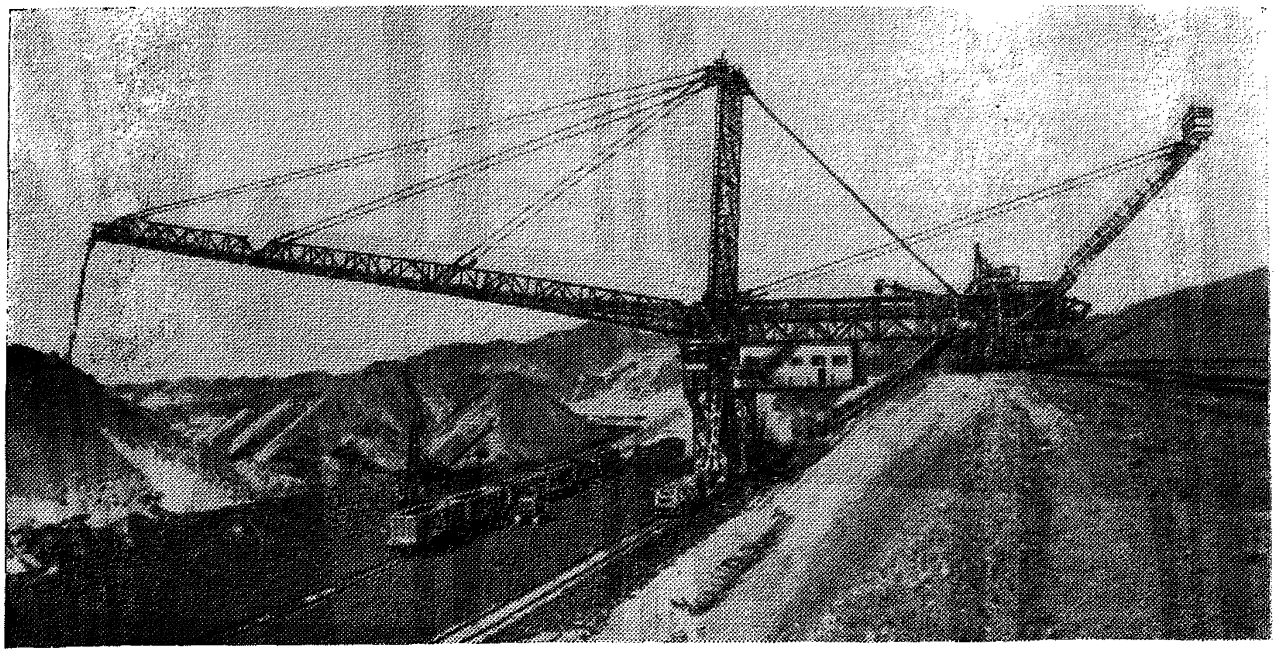


Рис. 68. Общий вид разработки с применением транспортно-отвального моста в комплексе с цепным экскаватором (Стрижевский буроугольный карьер)

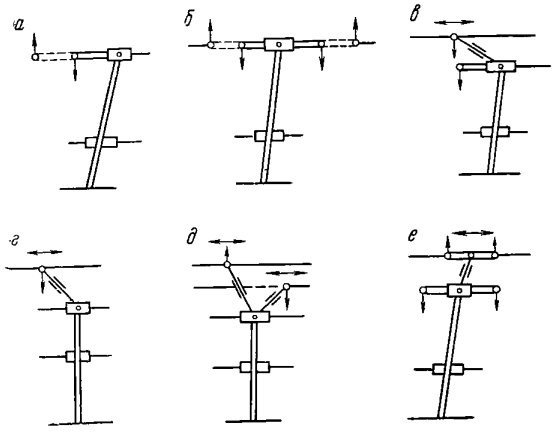


Рис. 69. Принципиальные схемы примыкания вскрышных экскаваторов к мосту

Возможны следующие основные схемы примыкания нескольких экскаваторов (рис. 69) к мосту:

1. С односторонним расположением экскаваторов, жестко связанных с мостом (рис. 69, *а*).

2. С двусторонним расположением экскаваторов, жестко связанных с мостом (рис. 69, *б*).

3. С двумя экскаваторами, один из которых связан с мостом жестко, а второй имеет некоторую свободу перемещения (рис. 69, *в*).

4. С одним экскаватором, имеющим некоторую свободу перемещения относительно вскрышной опоры (рис. 69, *г*).

5. С двумя экскаваторами, имеющими некоторую свободу перемещения (рис. 69, *д*).

6. С четырьмя экскаваторами (рис. 69, *е*), два из которых расположены симметрично и связаны с мостом жестко, а два имеют некоторую свободу перемещения относительно моста, но между собой связаны жестко.

При выборе схемы расположения вскрышных экскаваторов необходимо учитывать следующее:

мостовые установки с одним или двумя экскаваторами (верхнего и нижнего черпания) более просты и надежны в эксплуатации;

гибкое сочленение экскаваторов с мостом несколько усложняет конструкцию, но в эксплуатации более удобно, так как уменьшает взаимозависимость при перемещении моста и экскаваторов и дает возможность более равномерно разместить вскрышные породы в отвалах;

при веерном перемещении фронта удобнее одностороннее рас-

положение экскаваторов со стороны торца карьера; при этом крайний экскаватор должен быть полноповоротным и обеспечивать возможность работы по верхнему и по нижнему уступам;

при параллельном перемещении наиболее благоприятным является двустороннее расположение экскаваторов, каждый из которых полноповоротный и может отрабатывать верхний и нижний уступы;

длина соединительных конвейеров (от экскаватора к мосту) определяется условиями отработки торцовых участков фронта и должна быть увязана поворотностью моста. Однако при мостовых установках с двумя (или более) экскаваторами желательно сокращать расстояния между ними, чтобы уменьшить длительность работы в торцовых участках фронта только одним экскаватором.

Выбор места расположения опор моста определяется горно-техническими условиями месторождения в увязке с типами и количеством экскаваторов, предназначенных для работы с мостом. Основным условием успешной и безаварийной работы мостовой установки является устойчивость основания опор моста.

Наибольшей гибкостью в эксплуатационном отношении обладают мосты, имеющие телескопичность и поворотность в плане. При этом значительно упрощается отработка торцовых участков фронта, обеспечивается возможность наращивания его длины, улучшаются условия размещения вскрыши в отвалах.

Размещение зимних запасов полезного ископаемого наиболее рационально под пролетом моста при расположении его отвальной опоры на предотвале или на почве пласта.

В этом случае организация добычных работ наиболее удобна, а общие рабочие размеры моста минимальны.

При расположении зимних запасов под пролетом, а отвальной опоры на уступе полезного ископаемого высоту нижнего добычного уступа стремятся принять минимальной (1,5—2,5 *м*).

Размещение зимних запасов только под консолью моста при расположении отвальной опоры на кровле пласта полезного ископаемого предопределяет максимальную высоту нижнего добычного уступа. При этом уменьшается высота отвальной опоры, а остальные факторы сохраняются, как и в предыдущем случае.

Расположение зимних запасов под пролетом и под консолью приводит к существенному увеличению общих размеров моста (размер площадки зимних запасов входит в размер моста дважды). Однако при этом достигаются равномерная загрузка оборудования, постоянная качественная характеристика продукции и безопасность работы моста по условиям устойчивости отвалов.

Для обеспечения устойчивости внутренних отвалов отсыпка их при высоте более 30—40 *м* должна производиться раздельно в несколько уступов с укладкой в основание крупнозернистых песчано-гравийных пород. Это приводит к необходимости раздельной разработки пород и устройства на отвальной консоли промежуточных

точек сбрасывания. Наиболее удобны для этой цели мосты с роторным экскаватором.

Выбор и расчет элементов системы разработки и параметров мостовой установки. При проектировании разработки с применением транспортно-отвальных мостов подлежат выбору и обоснованию следующие параметры и элементы системы:

способ перемещения фронта работ;

мощность вскрыши, подлежащей разработке мостовыми экскаваторами, высота отдельных уступов и расположение рабочих площадок, высота и количество добычных уступов;

высота внутренних мостовых отвалов и угол их откоса;

способ отработки уступов;

элементы отработки заходки при работе блоками (ширина заходки, разбивка на подуступы, очередность их отработки и т. д.);

размещение зимних запасов полезного ископаемого и размер площадки зимнего вскрышного опережения;

конструктивная схема поворотного пункта и элементы его отработки;

угол, образуемый направлением фронта работ с границей поля карьера в торце, и элементы изменения длины фронта.

Параметры моста находятся в тесной взаимосвязи с элементами системы разработки и, кроме того, определяются принципиальной схемой мостовой установки, а именно: расположением опор моста, типом, расположением и производительностью вскрышных экскаваторов.

Основными технологическими параметрами мостовой установки, являющимися исходными данными для ее проектирования, являются: размещение опор моста и разница отметок между опорами; размер пролета (расстояние между осями опор), длина консоли и высота точки разгрузки; потребная поворотность моста в плане и его производительность.

При необходимости использования мостовой установки с известными параметрами (например, при привязке унифицированных или ранее изготовленных машин) приходится решать обратную задачу — по известным параметрам мостового комплекса устанавливать параметры и элементы системы разработки.

Способы перемещения фронта работ. Различают следующие основные способы перемещения фронта работ: параллельное, веерное и комбинированное.

Главнейшими факторами, определяющими выбор способа перемещения фронта, являются конфигурация залежи в плане, максимальная полнота отработки участка открытым способом, общая схема компоновки и места закладки вскрышных выработок.

В практике открытых работ при округлых очертаниях и форме карьерного поля, близкой к треугольной, отдается предпочтение веерному, а при вытянутых залежах, имеющих форму прямоугольника, параллельному перемещению фронта.

Для наибольшей полноты отработки залежи неправильной конфигурации применяют веерное перемещение с переносом поворотного пункта или в процессе эксплуатации карьера изменяют способ перемещения фронта.

Наиболее благоприятным для применения отвальных мостов является прямолинейный фронт работы карьера.

Криволинейный фронт допускается применять только в особых случаях — для отработки отдельных участков, в пределах которых при прямолинейном фронте будут слишком острые углы сопряжения границы с фронтом.

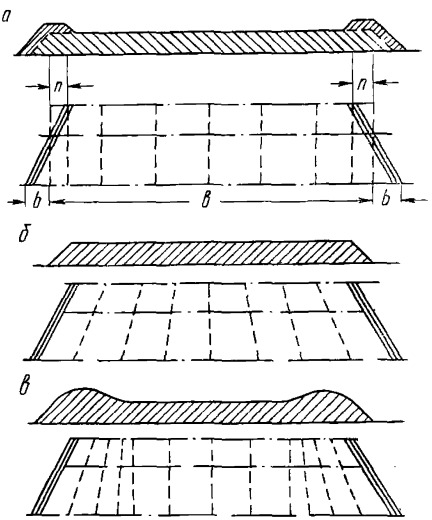


Рис. 70. Принципиальные схемы размещения вскрыши в отвалах (по В. Рису)

Мощность вскрыши, высота отвалов. Возможны три основные схемы размещения вскрышных пород вдоль фронта отвалов (рис. 70, *а*, *б*, *в*).

По условиям обеспечения наибольшей равномерности отсыпки отвалов и минимальных размеров моста лучшей является схема с постепенным разворотом моста при движении его вдоль фронта (рис. 70, *б*), что несколько усложняет работу машиниста.

Исходным положением для расчетов по размещению вскрышных пород в отвалы является условие равенства объема вскрышных пород (с учетом разрыхления) и объема отвалов под консолью моста, т. е.

$$KS_{в}H_{в} = S_{о}H_{о}, \tag{137}$$

где K — коэффициент разрыхления пород в отвале;

$S_{в}$; $S_{о}$ — площади отработки (засыпки) по вскрыше и отвалам, $м^2$;

$H_{в}$ и $H_{о}$ — средние высоты уступов вскрыши и отвалов, $м$.

Условия размещения вскрыши при параллельном и веерном перемещении фронта имеют существенное различие.

При параллельном перемещении $S_{в} = L_{в}l_{п}$, $S_{о} = L_{о}l_{п}$, где $l_{п}$ — подвигание фронта работ за какой-то отрезок времени, а $L_{в}$ и $L_{о}$ — длины фронтов по вскрыше и отвалам.

Тогда из (137) имеем

$$H_{о} = K\frac{L_{в}}{L_{о}}H_{в},\ м. \tag{138}$$

При веерном перемещении $S_в = 0{,}5 \sin \varphi L_в^2$, $S_о = 0{,}5 \sin \varphi L_о^2$, где φ — угол поворота фронта за какой-то отрезок времени.

Из формулы (137) имеем

$$H_о = K \frac{L_в^2}{L_о^2} H_в, \text{ м}. \tag{139}$$

Поскольку длины фронтов по вскрыше и отвалам, как правило, не одинаковы, указанное различие является существенным и подлежит обязательному учету при расчетах размещения вскрыши в пределах основного и торцовых участков фронта.

Потребная высота расположения точки разгрузки отвальной консоли. При установлении полной высоты точки разгрузки отвальной консоли (а также в случаях проверки достаточности ее размеров при готовых конструкциях мостов) дополнительно необходимо учитывать увеличение средней и общей высоты отвалов, возможность перекоса моста в вертикальной плоскости и резерв высоты между фермой консоли и гребнем отвалов.

1. Увеличение средней высоты отвалов при мостах с увеличенной (технологической) телескопичностью (для создания большего объема зимних запасов) происходит за счет недоиспользования емкости выработанного пространства при передвижке отвальной опоры зимой без отсыпки отвалов.

Это увеличение $\Delta h_т$ при приближенных расчетах может быть определено:

при параллельном перемещении фронта

$$\Delta h_т = \left(\frac{l_n}{l_n - l_т} - 1 \right) H_о; \tag{140}$$

при веерном перемещении фронта

$$\Delta h_т = \left[\frac{l_n L_о}{(l_n - l_т)(L_о - l_т \operatorname{ctg} \varphi_2)} - 1 \right] H_о, \tag{141}$$

где l_n — подвигание фронта за год (при веерном перемещении в торце), *м*;

$L_о$ — длина фронта отвалов, *м*;

$l_т$ — использованная телескопичность моста, *м*;

φ_2 — угол поворота фронта за год (по календарному плану);

$H_о$ — высота отвалов при полном использовании емкости отвалов.

При более детальных расчетах величины $\Delta h_т$ необходимо устанавливать на основании построения поперечных разрезов (с профилями по вскрыше и отвалам) со схемой раздвижки моста и отсыпки отвалов.

2. Дополнительное увеличение общей высоты отвалов Δh_2 получается за счет гребней, образующихся при работе широкими заходками. Величина его определяется по формуле

$$\Delta h_2 = 0{,}25 A \operatorname{tg} \beta, \text{ м}, \tag{142}$$

где A — шаг передвижки путей отвальной опоры моста (в большинстве случаев равен ширине заходки);

β — угол откоса отвалов, *град*.

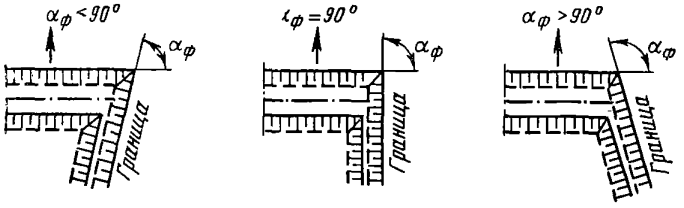


Рис. 71. Схемы сопряжения фронта работ с границей карьерного поля

3. Влияние перекоса моста в вертикальной плоскости и связанное с этим опускание конца отвальной консоли (при увеличении разности отметок вскрышной и отвальной опор) учитывают по профилю путей опор моста и поперечным разрезам с положениями моста в наиболее характерных участках поля.

4. Резерв высоты между фермой консоли и верхом отвалов (в самой высокой их точке) принимают 3—5 *м*.

Работа мостовой установки в торце карьера. Условия и схема работы мостовой установки в торце карьера в значительной мере определяют параметры установки, а также производительность ее во времени.

При отработке торца возможны три наиболее характерных случая сопряжения границы с фронтом (рис. 71), когда $\alpha_ф < 90°$, $\alpha_ф = 90°$, $\alpha_ф > 90°$. Наибольшие трудности при отработке торца возникают в первом случае — при наращивании длины фронта.

Общая схема отработки торца при наращивании фронта заключается в следующем (рис. 72). При подходе к торцу консоль моста должна отклониться от перпендикулярного положения к фронту работ для создания на фронте отвалов свободного участка длиной M, в пределах которого подлежат размещению следующие объемы вскрыши:

от обоих уступов суммарной высотой $H_{об} = H_{в.в} + H_{в.н}$ с длины фронта ΔL;

от нижнего уступа высотой $H_{в.н}$ с длины фронта $L_э$ (расстояние между экскаваторами). Этот участок нижнего уступа отрабатывается обратным ходом крайним (торцовым) экскаватором, который должен работать верхним и нижним черпанием. Второй экскаватор при этом не работает.

Взаимосвязь между элементами отработки торца и параметрами мостовой установки (при двух вскрышных экскаваторах) (рис. 72) определяется формулами, приведенными ниже.

Возможная длина фронта отвалов в торце для размещения пород

$$M = L_р \operatorname{tg} \alpha_п + P_{в.в}, \text{ м}, \tag{143}$$

где $\alpha_п \leqslant \alpha_{пред}$ — предельный угол поворота моста в плане.

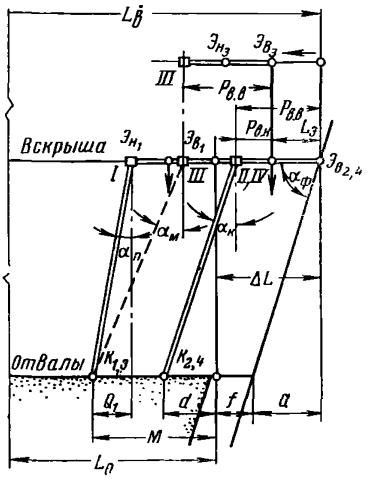


Рис. 72. Схема работы моста в торце при параллельном перемещении фронта:

I, II, III, IV — положения вскрышной опоры; $Э_в$ — экскаватор верхнего черпания; $Э_н$ — экскаватор нижнего черпания; *К* — точка ссыпки отвальной консоли. Цифры показывают последовательные положения экскаваторов и консоли

Возможный угол сопряжения границы с фронтом работ (при прочих заданных условиях) определяется по минимальному значению при параллельном перемещении:

$$\operatorname{ctg}\alpha_ф = \frac{M_к \frac{H_о}{H_{об}} - L\frac{H_{в.н}}{H_{об}} - f}{L_р}; \quad (144)$$

$$\operatorname{ctg}\alpha_ф = \frac{L_р \operatorname{tg}\alpha_к + P_{в.в} - \alpha - f}{L_р}; \quad (145)$$

$$ctg\,\alpha_ф = \frac{L_р \operatorname{tg}\alpha_м + P_{в.в} + L_э - M - f}{L_р}. \quad (146)$$

Высота отвалов в торце (рис. 73):

при параллельном перемещении фронта

$$H_о = \frac{K(\Delta L H_{об} + L_э H_{в.н})}{M}, \text{ м}; \quad (147)$$

при веерном перемещении фронта

$$H_о = \frac{KH_{об}(2L_в - \Delta L)\Delta L + KH_{в.н}[(2L_в - L_э)L_э - 2L_э\Delta L]}{M(2L_в - 2\Delta L - M)}, \text{ м}. \quad (148)$$

Для случая, когда с мостом работает один экскаватор, формулы (144) и (145) сохраняются полностью; в формулах (147) и (148) вторые члены числителей исключаются.

Работа мостовой установки в поворотном пункте карьера. При параллельном перемещении фронта общая схема отработки поворотного пункта аналогична схеме работы в торце, поэтому сохраняются и приведенные выше основные зависимости между параметрами мостовой установки и элементами разработки. Отличие заключается в необходимости оставления вдоль границы транспортной бермы, что в ряде случаев увеличивает по сравнению с торцом потребный угол поворота моста в плане (увеличивается размер *f*).

В случае веерного перемещения фронта характерными являются три конструктивные схемы поворотных пунктов (рис. 74).

Наиболее распространена первая схема, как обеспечивающая более интенсивное наращивание фронта и простоту путепередвижки в районе поворотного пункта.

Место расположения поворотного пункта выбирается, исходя из общей конфигурации месторождения, с таким расчетом, чтобы

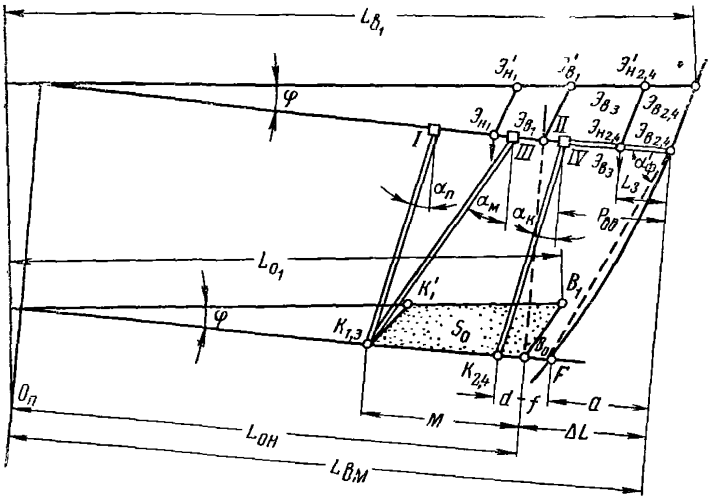


Рис. 73. Схема работы моста в торце при веерном перемещении фронта (обозначения те же, что и на рис. 72)

угол сопряжения границы с фронтом во всех его положениях не превышал предельно допустимого для принятой конструкции моста.

В случае возможности поворотный пункт (так же как и всю разрезную траншею) желательно располагать в месте минимальной мощности вскрыши.

Потребное количество зимних запасов полезного ископаемого

$$Q_{зим} = \frac{AN_{зим}}{12}, \quad m, \tag{149}$$

где A — годовая производственная мощность карьера, m;

$N_{зим}$ — длительность перерыва вскрышных работ, *мес.*

Необходимая площадь участка зимних запасов

$$S = \frac{Q_{зим}}{m\gamma K_{изв}}, \tag{150}$$

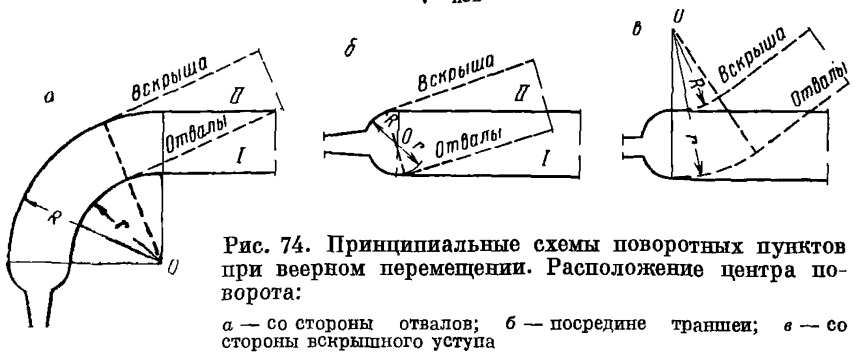


Рис. 74. Принципиальные схемы поворотных пунктов при веерном перемещении. Расположение центра поворота:

а — со стороны отвалов; *б* — посредине траншеи; *в* — со стороны вскрышного уступа

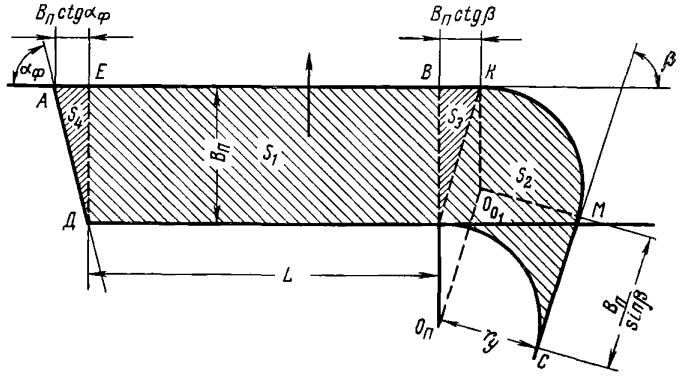


Рис. 75. Расчетная схема для определения размера площадки зимнего вскрышного опережения при параллельном перемещении фронта

где m — средняя мощность уступа, на котором оставляется зимний запас, *м*;

γ — объемный вес полезного ископаемого;

$K_{изв}$ — коэффициент извлечения, учитывающий эксплуатационные потери.

Ширина площадки зимнего опережения вскрыши в общих случаях определяется из следующих уравнений:

при параллельном перемещении фронта $B_п$ (рис. 75)

$$0{,}5\,(\operatorname{ctg}\beta+\operatorname{ctg}\alpha_ф)\,B_п^2+\left(L+r_у\frac{1+\cos\beta}{\sin\beta}\right)B_п-S_{зим}=0; \qquad (151)$$

при веерном перемещении фронта $B_в$ (рис. 76)

$$0{,}5\,(\operatorname{ctg}\varphi_2-\operatorname{ctg}\alpha_ф)\,B_в^2-\left(L+r_у\operatorname{tg}\frac{\varphi_2}{2}\right)B_в+S_{зим}=0, \qquad (152)$$

где φ_2 — угол поворота фронта за год.

В случае размещения зимнего запаса в двух уступах (в пролете и под консолью моста) необходимо составить два уравнения, аналогичные двум последним, для решения которых необходимо задаваться соотношением зимних запасов по уступам (величины $S_{зим}$).

Длина моста в плане в общем случае определяется суммой размеров площадок, берм и проекцией откосов вскрышных уступов и отвалов, перекрываемых пролетным строением и консолью моста. Кроме того, при необходимости в длину пролета моста включается потребный размер телескопичности.

При расчете производительности в конкретных условиях (для различных схем) должны приниматься во внимание потери времени

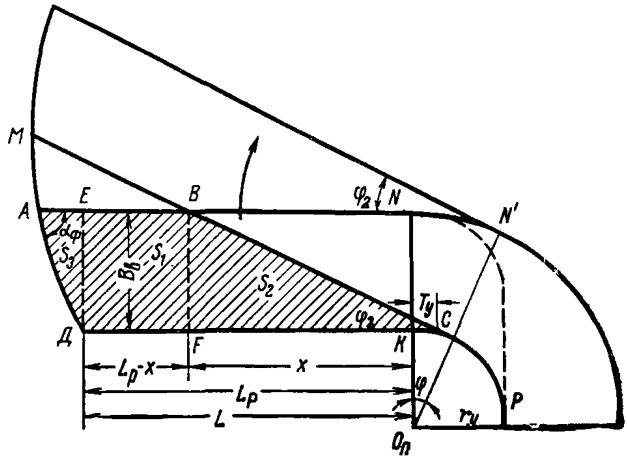


Рис. 76. Расчетная схема для определения размера площадки зимнего вскрышного опережения при веерном перемещении фронта

за счет простоев экскаваторов при отработке торцовых участков карьерного поля и снижение производительности при работе с переменной толщиной стружки при веерном перемещении фронта.

§ 4. Системы разработки с консольными отвалообразователями

При этой системе разработки породы, отделенные от целика экскаватором, перемещаются во внутренний отвал с помощью самоходного консольного отвалообразователя.

Существующие типы отвалообразователей с отвальной консолью длиной до 90—105 *м* образуют отвалы высотой до 30—35 *м*, при которой обеспечивается устойчивость отвала при отсыпке его в один ярус. Современные конструкции мощных консольных отвалообразователей на шагающе-рельсовом ходу позволяют отсыпать отвал высотой до 60—80 *м*, который из условий устойчивости должен быть разделен на 2—3 яруса.

Так как разгрузка породы с отвалообразователя в отвал осуществляется только с конца отвальной консоли, отсыпку каждого яруса при образовании отвалов необходимо осуществлять поворотом отвалообразователя. Поворот отвалообразователя связан с остановкой работы экскаватора и отвалообразователя, поэтому с увеличением числа мест отсыпки резко сокращается производительность всего комплекса. Наиболее высокие технико-экономические показатели могут быть достигнуты при применении отвалообразователей, работающих в сочетании с роторными экскаваторами.

Ниже приведена классификация различных технологических схем транспортно-отвальной системы разработки с консольными

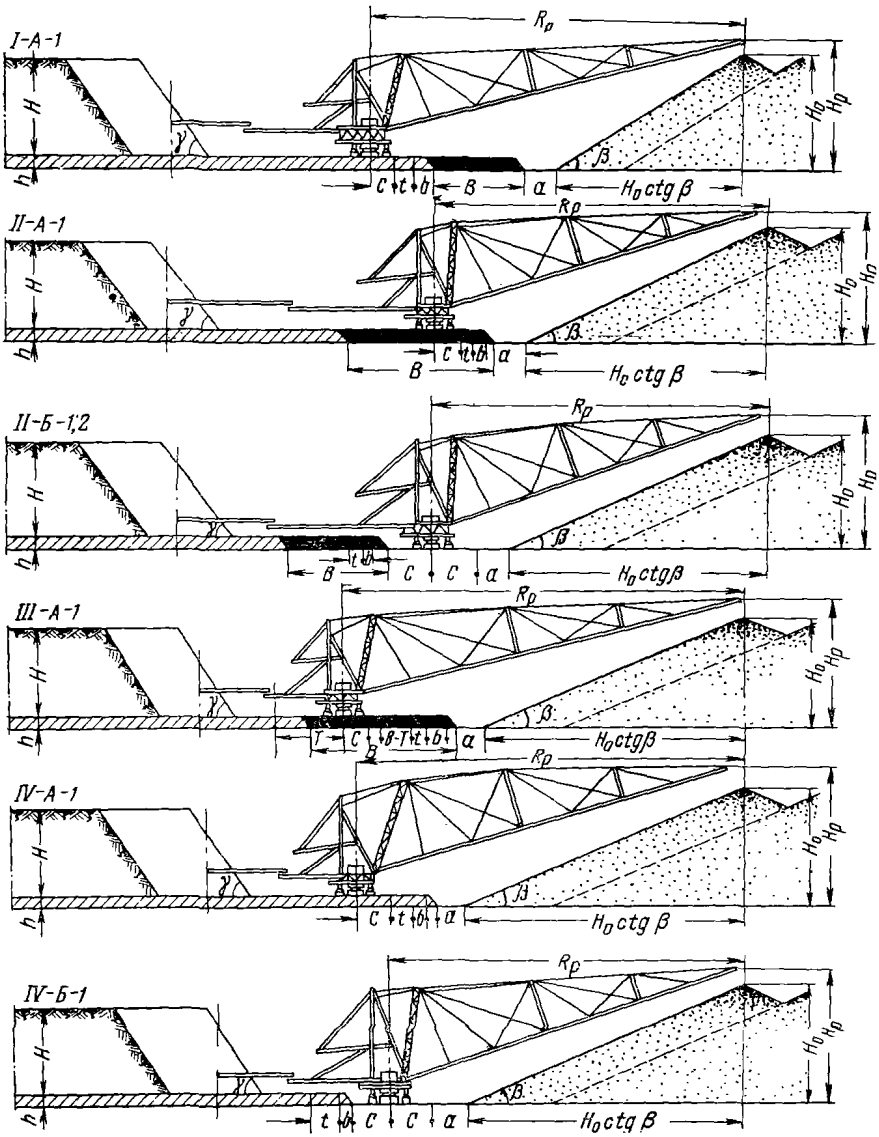


Рис. 77. Транспортно-отвальная система разработки с консольным отвалообразователем

отвалообразователями, в основу которой положен общий основной признак — наличие и место расположения зимних запасов полезного ископаемого (рис. 77, табл. 16).

Таблица 16

Классификация возможных схем транспортно-отвальной системы разработки с консольными отвалообразователями

Наличие и место расположения зимних запасов полезного ископаемого	Установка отвалообразователя относительно пласта полезного ископаемого	Особенности работы по схеме
Под отвальной консолью отвалообразователя	На кровле пласта полезного ископаемого	Ширина заходок по вскрыше и на отвале одинакова, ширина заходки по добыче не влияет на зимние запасы
Под приемной консолью отвалообразователя и разгрузочной консолью экскаватора	А. На кровле пласта полезного ископаемого. Б. На почве пласта полезного ископаемого	1. Ширина заходки по вскрыше превышает отвальную и равную ей добычную; зимние запасы создаются за счет отставания отвальных и добычных работ. 2. Ширина заходок по вскрыше и на отвале одинакова; зимние запасы создаются за счет уменьшения ширины заходки по добыче
Под отвальной и приемной консолью отвалообразователя	На кровле пласта полезного ископаемого	Ширина заходки по вскрыше превышает отвальную и равную ей добычную; зимние запасы создаются за счет отставания отвальных и добычных работ
Отсутствуют (сезонные работы по добыче)	А. На кровле пласта полезного ископаемого. Б. На почве пласта полезного ископаемого	Равномерное подвигание вскрышного и отвального фронтов работ; ширина заходок по вскрыше и на отвале одинакова

Основные параметры системы разработки. При проектировании транспортно-отвальной системы для различных технологических схем работы комплекса необходимо установить следующие основные технологические параметры: минимальное расстояние от центра поворота отвалообразователя до гребня верхнего яруса отвала; максимально возможную высоту вскрышного уступа; минимальную длину фронта работ карьера по вскрыше или по добыче.

Параметры системы разработки следует определять на основе максимального использования длины консоли отвалообразователя с проверкой возможности работы по высоте разгрузки $H_р$ при особо устойчивых породах.

Схема I-А-1. Минимальное расстояние от центра поворота отвалообразователя до верхнего гребня отвала

$$R_р = H_о \operatorname{ctg} \beta + a + t + b + B + h \operatorname{ctg} \alpha + C, \text{ м}, \quad (153)$$

где $H_о$ — высота отвала, *м*;
β — общий угол откоса отвала, *град*;
a — безопасное расстояние между нижней бровкой внутреннего отвала и транспортными коммуникациями или горным оборудованием, *м*;
t — ширина транспортной площадки на кровле или почве пласта полезного ископаемого, *м*;
b — безопасное расстояние между нижней бровкой уступа и транспортной площадкой, *м*;
B — ширина полосы зимних запасов полезного ископаемого, *м*;
h — мощность пласта полезного ископаемого, *м*;
α — угол откоса добычного уступа, *град*;
C — ширина площадки, необходимая для безопасного движения и поворота отвалообразователя, *м*.

Выразив высоту отвала через ширину вскрышной заходки и высоту вскрышного уступа, получим:

$$R_р = C_ф K_р H \operatorname{ctg} \beta + 0{,}25 A \operatorname{tg} \beta_1 \operatorname{ctg} \beta + a + t + b + B + h \operatorname{ctg} \alpha + C, \text{ м}, \quad (154)$$

где $C_ф$ — коэффициент, учитывающий соотношение длин вскрышного $L_в$ и отвального $L_о$ фронтов работ;
$K_р$ — коэффициент разрыхления пород в отвале;
H — высота вскрышного уступа, *м*;
A — ширина вскрышной заходки, *м*;
β_1 — угол откоса отвального яруса при отсыпке его по гребню, *град*.

Ширина полосы зимних запасов полезного ископаемого под отвальной консолью, исходя из потребности обогатительной фабрики, определяется по выражениям:

при челноковой работе вскрышного оборудования по фронту карьера

$$B = \frac{Q_{год}}{LhK_{извл}} \cdot \frac{П_з}{N}, \text{ м}; \quad (155)$$

при отработке вскрышной заходки в одном направлении и холостых переездах оборудования вдоль фронта работ

$$B = \frac{Q_{год}}{LhK_{извл}} \cdot \frac{П_з}{N} - AK, \text{ м}, \quad (156)$$

где $Q_{год}$ — годовая производственная мощность карьера по добыче, $м^3$;
$П_з$ — время простоя комплекса машин из-за климатических условий в зимний период и для ремонта, месяцев;
L — длина фронта работ по добыче, *м*;
N — количество месяцев в году;

$K_{\text{изв}}$ — коэффициент извлечения запасов;

K — коэффициент сокращения ширины заходки, учитывающий безопасное расстояние между вскрышным и добычным оборудованием.

В зависимости от производительности вскрышного оборудования ширина полосы зимних запасов под отвальной консолью отвалообразователя определяется:

при челноковой работе вскрышного оборудования по фронту карьера

$$B = \frac{V}{HL_{\text{в}}} \cdot \frac{П_{\text{з}}}{N}, \ м; \tag{157}$$

при отработке вскрышной заходки в одном направлении и холостых переездах оборудования вдоль фронта работ

$$B = \frac{V}{HL_{\text{в}}} \cdot \frac{П_{\text{з}}}{N} - AK, \ м, \tag{158}$$

где V — годовая производительность вскрышного комплекса, $м^3$.

В дальнейших расчетах необходимо использовать только положительные значения B, определяемые по выражениям (156) и (158). Отрицательные значения величины B, полученные по выражениям (156) и (158), характеризуют наличие значительных запасов полезного ископаемого в последней добычной заходке в конце вскрышного сезона, превышающих потребный объем зимних запасов для равномерной работы карьера.

Основные параметры системы разработки можно выразить следующим образом:

при челноковой работе вскрышного оборудования по фронту карьера

$$R_{\text{р}} = C_{\text{ф}} K_{\text{р}} H \operatorname{ctg} \beta + 0{,}25A \operatorname{tg} \beta_1 \operatorname{ctg} \beta + a + t + b + \frac{V}{HL_{\text{в}}} \cdot \frac{П_{\text{з}}}{N} + h \operatorname{ctg} \alpha + C, \ м \tag{159}$$

или

$$H = \frac{Б - \sqrt{Б^2 - 4C_{\text{ф}} K_{\text{р}} L_{\text{в}} V \frac{П_{\text{з}}}{N} \operatorname{ctg} \beta}}{2C_{\text{ф}} K_{\text{р}} L_{\text{в}} \operatorname{ctg} \beta}, \ м, \tag{160}$$

где

$$Б = R_{\text{р}} - 0{,}25A \operatorname{tg} \beta_1 \operatorname{ctg} \beta - a - t - b - h \operatorname{ctg} \alpha - C; \tag{161}$$

$$L_{\text{в}} = \frac{V \frac{П_{\text{з}}}{N}}{H (R_{\text{р}} - C_{\text{ф}} K_{\text{р}} H \operatorname{ctg} \beta - 0{,}25A \operatorname{tg} \beta_1 \operatorname{ctg} \beta - \alpha - t - h \operatorname{ctg} \alpha - C)}, \ м; \tag{162}$$

при отработке вскрышной заходки в одном направлении и холостых переездах оборудования вдоль фронта работ

$$R_{\text{р}} = C_{\text{ф}} K_{\text{р}} H \operatorname{ctg} \beta - 0{,}25A \operatorname{tg} \beta_1 \operatorname{ctg} \beta + a + t + b + \frac{V}{HL_{\text{в}}} \cdot \frac{П_{\text{з}}}{N} - KA + h \operatorname{ctg} \alpha + C, \ м \tag{163}$$

или

$$H=\frac{Б_1-\sqrt{Б_1^2-4C_ф K_р L_в V\frac{П_з}{N}\operatorname{ctg}\beta}}{2C_ф K_р L_в \operatorname{ctg}\beta},\ м, \tag{164}$$

где

$$Б_1=R_р-0{,}25A\operatorname{tg}\beta_1\operatorname{ctg}\beta-a-t-b+KA-h\operatorname{ctg}\alpha-C; \tag{165}$$

$$L_в=\frac{V\frac{П_з}{N}}{H\left(R_р-C_ф K_р HA\operatorname{ctg}\beta-0{,}25A\operatorname{tg}\beta_1\operatorname{ctg}\beta-a-t-b+KA-h\operatorname{ctg}\alpha-C\right)}. \tag{165а}$$

Так как длина вскрышного фронта зависит от высоты вскрышного уступа, то при определении последней по выражениям (160) и (164) в формуле

$$L_в=L+h\operatorname{ctg}\alpha-H\left(\operatorname{ctg}\gamma+0{,}4\right),\ м$$

можно принимать

$$H=(0{,}7\div 0{,}8)\,H_{ч\,max},$$

где $H_{ч\,max}$ — максимальная высота черпания роторного экскаватора, *м*.

Схема II-А-1. Минимальное расстояние от центра поворота отвалообразователя до верхнего гребня отвала для этой схемы

$$R_р=H_о\operatorname{ctg}\beta+a+t+b+h\operatorname{ctg}\alpha+C,\ м. \tag{166}$$

Действительная высота внутреннего отвала для данной схемы работ является величиной переменной. Это происходит потому, что созданные за летний период зимние запасы полезного ископаемого располагаются под приемной консолью отвалообразователя и разгрузочным мостом экскаватора и отрабатываются при остановке вскрышного оборудования зимой. Отвалообразователь находится на кровле пласта полезного ископаемого, поэтому после отработки зимних запасов в начале летнего сезона место установки его должно отстоять от предыдущего положения (конец летнего сезона) на величину полосы зимних запасов (величину телескопичности T).

При создании зимних запасов за счет телескопичности T вскрышного комплекса и при установке отвалообразователя на пласте полезного ископаемого ширина заходок по вскрыше и на отвале неодинаковая.

Высота отвала при работе по данной схеме

$$H_о=C_ф K_р H\frac{A}{A_о}+0{,}25A_о\operatorname{tg}\beta_1,\ м, \tag{167}$$

где $A_о$ — ширина заходки на отвале, *м*.

Параметры системы разработки в этом случае определяются: при челноковой работе вскрышного оборудования по фронту работ:

$$A_о=A\frac{N-П_з}{N},\ м; \tag{168}$$

$$R_р=C_ф K_р H\frac{N}{N-П_з}\operatorname{ctg}\beta+0{,}25\,A\frac{N-П_з}{N}\operatorname{tg}\beta_1\operatorname{ctg}\beta+$$

$$+a+t+b+h\operatorname{ctg}\alpha+C,\ м; \tag{169}$$

$$L_в=\frac{V\dfrac{П_э}{N}}{TH},\ м; \tag{170}$$

при отработке вскрышной заходки в одном направлении и холостых переездах оборудования вдоль фронта работ:

$$A_о=\frac{AT\,(N-П_э)}{NT-KAП_э},\ м; \tag{171}$$

$$R_р=C_ф K_р H\frac{NT-KAП_э}{T\,(N-П_э)}\operatorname{ctg}\beta+0{,}25\,A\frac{T\,(N-П_э)}{NT-KAП_э}\operatorname{tg}\beta_1\operatorname{ctg}\beta+$$

$$+a+t+b+h\operatorname{ctg}\alpha+C,\ м; \tag{172}$$

$$L_в=\frac{V\dfrac{П_э}{N}}{HT\left[1+\dfrac{KA\,(N-П_э)}{NT-KAП_э}\right]},\ м. \tag{173}$$

Схема II-Б-1. Работа осуществляется аналогично схеме II-А-1. После создания зимних запасов полезного ископаемого в конце летнего сезона вскрышной комплекс останавливается на ремонт, зимние запасы погашаются при круглогодовой работе по добыче. Начало вскрышных работ весной характеризуется переходом отвалообразователя в сторону экскаватора на расстояние $T+A_о$.

Параметры системы разработки определяются аналогично схеме II-А-1 по выражениям (168), (170), (171) и (173), за исключением минимального расстояния между центром поворота отвалообразователя и верхним гребнем отвала, определяемого по выражениям:

при челноковой работе вскрышного оборудования по фронту работ

$$R_р=C_ф K_р H\frac{N}{N-П_э}\operatorname{ctg}\beta+0{,}25\,A\frac{N-П_э}{N}\operatorname{tg}\beta_1\operatorname{ctg}\beta+a,\ м; \tag{174}$$

при отработке вскрышной заходки в одном направлении и холостых переездах оборудования вдоль фронта работ

$$R_р=C_ф K_р H\frac{NT-KAП_э}{T\,(N-П_э)}\operatorname{ctg}\beta+0{,}25\,A\frac{T\,(N-П_э)}{NT-KAП_э}\operatorname{tg}\beta_1\operatorname{ctg}\beta+a,\ м. \tag{175}$$

Схема II-Б-2. Существенным различием схем II-Б-1 и II-Б-2 является то, что при работе по схеме II-Б-2 отвалообразователь не перемещается к экскаватору после отработки зимних запасов. Ширина заходок по вскрыше и на отвале одинаковая. Зимние запасы создаются за счет отставания добычного фронта работ в летний период.

Для определения минимального расстояния от центра поворота отвалообразователя до гребня верхнего яруса отвала при отработке

вскрышной заходки в одном направлении и при челноковой работе вскрышного оборудования по фронту работ справедливо выражение

$$R_{\text{р}} = C_{\phi} K_{\text{р}} H \operatorname{ctg} \beta + 0{,}25 A \operatorname{tg} \beta_1 \operatorname{ctg} \beta + a + C, \ м. \tag{176}$$

Длина фронта работ вскрышного комплекса определяется по выражениям (170) и (173).

Схема III-А-1. Работа по данной схеме позволяет иметь полосу зимних запасов шириной, превышающей телескопичность комплекса ($B > T$).

Аналогичной схеме II-А-1 параметры системы разработки при данной технологической схеме определяются по следующим выражениям:

при челноковой работе вскрышного оборудования по фронту работ:

$$A_{\text{о}} = A \frac{N - П_{\text{з}} r}{N}, \ м; \tag{177}$$

$$R_{\text{р}} = C_{\phi} K_{\text{р}} H \frac{N}{N - П_{\text{з}} r} \operatorname{ctg} \beta + \\ + 0{,}25 A \frac{N - П_{\text{з}} r}{N} \operatorname{tg} \beta_1 \operatorname{ctg} \beta + a + t + b + h \operatorname{ctg} \alpha + C, \ м; \tag{178}$$

$$L_{\text{в}} = \frac{V \dfrac{П_{\text{з}}}{N}}{H \dfrac{T}{r}}, \ м, \tag{179}$$

где $r = \dfrac{T}{B}$ — коэффициент, учитывающий распределение полосы зимних запасов под отвальной и приемной консолями отвалообразователя;

при отработке вскрышной заходки в одном направлении и холостых переездах оборудования вдоль фронта работ:

$$A_{\text{о}} = \frac{AT(N - П_{\text{з}} r)}{NT - KAП_{\text{з}} r}, \ м; \tag{180}$$

$$R_{\text{р}} = C_{\phi} K_{\text{р}} H \frac{NT - KAП_{\text{з}} r}{T(N - П_{\text{з}} r)} \operatorname{ctg} \beta + \\ + 0{,}25 A \frac{T(N - П_{\text{з}} r)}{NT - KAП_{\text{з}} r} \operatorname{tg} \beta_1 \operatorname{ctg} \beta + a + t + b + h \operatorname{ctg} \alpha + C, \ м; \tag{181}$$

$$L_{\text{в}} = \frac{V \dfrac{П_{\text{з}}}{N}}{H \dfrac{T}{r} \left[1 + \dfrac{KA(N - П_{\text{з}} r)}{NT - KAП_{\text{з}} r} \right]}, \ м. \tag{182}$$

Схема IV-А-1. Основным отличием данной схемы от предыдущих является отсутствие зимних запасов, так как сезонная работа предусмотрена по вскрыше и добыче ($A = A_{\text{о}} = A_{\text{д}}$).

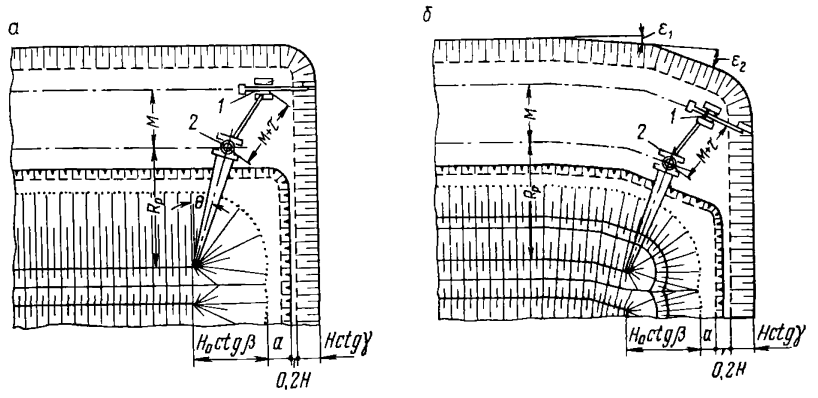


Рис. 78. Схемы отработки торцовых участков фронта работ карьера:
1 — роторный экскаватор; *2* — консольный отвалообразователь

Минимальное расстояние от центра поворота отвалообразователя до верхнего гребня отвала независимо от способа отработки заходки вдоль фронта работ

$$R_р = C_ф K_р H \operatorname{ctg}\beta + 0{,}25\, A \operatorname{tg}\beta_1 \operatorname{ctg}\beta + a + b + t + h \operatorname{ctg}\alpha + C, \text{ м}. \quad (183)$$

Длину фронта работ вскрышного комплекса необходимо принимать максимальной, ограничение ее производится из условия сокращения объемов горнокапитальных работ или применения на передовых уступах транспортной системы разработки.

Схема IV-Б-1. Схема отличается от предыдущей только местом установки отвалообразователя. Параметры системы разработки определяют по выражению (176). Длина фронта работ устанавливается так же, как и для схемы IV-А-1.

В приведенных выше выражениях для определения основных параметров транспортно-отвальной системы необходимо знать ширину заходки по вскрыше, которую следует принимать максимальной или близкой к ней, исходя из рабочих параметров роторного экскаватора.

Схемы отработки тупиков. На рис. 78, *а* и *б* представлены две схемы отработки торцового участка карьерного фронта работ у выездной траншеи, наличие которой приводит к максимальному увеличению расстояния от забоя экскаватора до места отсыпки породы в отвал.

При первой схеме (рис. 78, *а*) отвальная консоль отвалообразователя составляет с перпендикуляром к фронту работ некоторый угол θ, величина которого определяется по выражению

$$\theta = \arcsin \frac{H_0 \operatorname{ctg}\beta + a + 0{,}2H + H \operatorname{ctg}\gamma - R_{ч\,max} - \sqrt{\tau^2 + 2M\tau}}{l_к \cos\delta + u + e}, \text{ град}, \quad (184)$$

где M — минимальное расстояние между осями движения экскаватора и отвалообразователя, *м*;

τ — величина телескопичности между экскаватором и отвалообразователем, необходимая для обеспечения относительной свободы перемещения оборудования вдоль фронта работ в комплексе, *м*;

$l_к$ — длина отвальной консоли отвалообразователя, *м*;

δ — угол подъема отвальной консоли, *град*;

u — расстояние от центра поворота отвалообразователя до оси пяты отвальной консоли, *м*;

e — величина свободного полета породы от отвальной консоли до гребня отвала, *м*.

После определения угла θ минимальное расстояние от центра поворота отвалообразователя до верхнего гребня отвала

$$R_р = \frac{l_к \cos\delta + u + e}{\cos\theta}, \text{ м}. \quad (185)$$

Данная схема отработки торцовых участков карьерного фронта работ приемлема при применении отвалообразователя относительно небольших размеров, когда отвал отсыпается в один ярус и в случае, когда высота вскрышного уступа лимитируется параметрами роторного экскаватора.

Вторая схема отработки торцовых участков (рис. 78, *б*) предусматривает искривление фронта работ карьера, чтобы приблизить крайнюю точку тупика к отвалу для передачи вскрышных пород из тупика в отвал при тех же параметрах горнотранспортного оборудования, которые приняты для условий отвалообразования на прямолинейном участке фронта работ. Искривление фронта работ в зависимости от конструкции ходового устройства вскрышного оборудования может быть в виде кривой или ломаной линии.

После определения основных параметров системы разработки производственная мощность карьера при полной загрузке вскрышного оборудования по производительности и равновеликом годовом подвигании вскрышного и добычного фронтов работ устанавливается по выражению

$$Q_{год} = \frac{V}{H} \cdot \frac{hK_{извл}}{\frac{L_в}{L}}, \text{ м}^3. \quad (186)$$

Для технологических схем с круглогодовой работой по добыче и наличием зимних запасов полезного ископаемого производственная мощность карьера по добыче может быть определена по выражениям (155) и (156).

§ 5. Проектирование систем разработки с перевозкой горной массы железнодорожным транспортом

Группа систем разработки с продольным перемещением породы в отвалы подразделяется на системы с перевозкой породы во внутренние и во внешние отвалы.

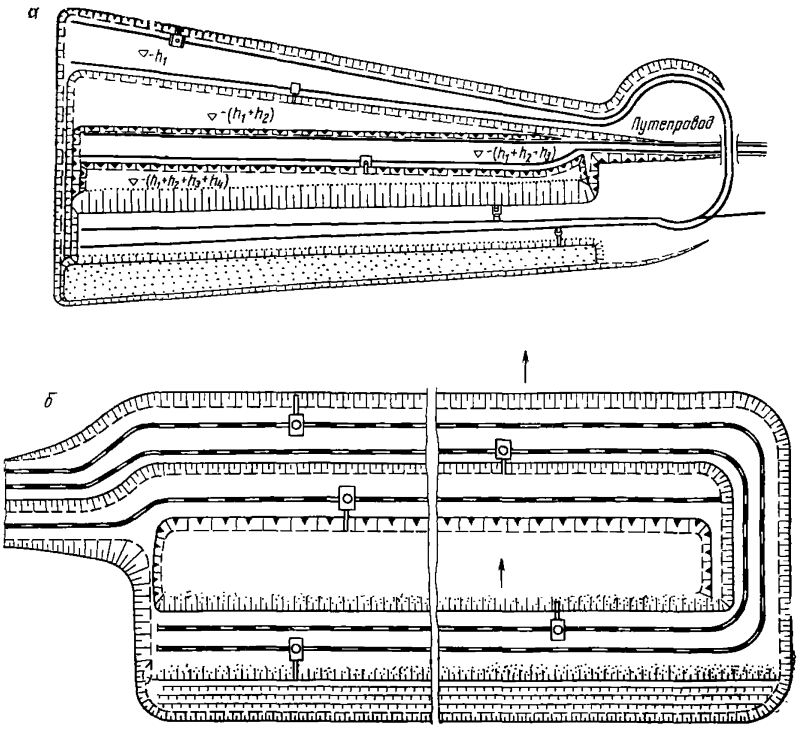


Рис. 79. Варианты систем разработки с перевозкой породы во внутренние отвалы железнодорожным транспортом

Перевозка породы во внутренние отвалы применяется при горизонтальных и пологих (до 10—12°) залежах, разрабатываемых сразу на полную мощность. В этих случаях транспортная связь осуществляется, как правило, без выхода на поверхность.

Соединительные железнодорожные пути между забоями и отвалами могут проходить через путепровод над капитальной траншеей (рис. 79, *а*) или по транспортным бермам в торце карьера (рис. 79, *б*). В обоих случаях грузопотоки вскрышных пород и полезного ископаемого разделены и независимы.

Фронт работ вскрышного уступа обычно оканчивается тупиком. Разработка тупика производится по схеме, аналогичной проведению выработок траншейным забоем (рис. 80, *а*) или обычным фронтальным забоем (рис. 80, *б*). В последнем случае в конце фронта работ устраивают железнодорожный тупик с закруглением, что позволяет проталкивать весь состав мимо экскаватора до конца тупика (в первом случае под погрузку подаются один-два вагона). Криволиней-

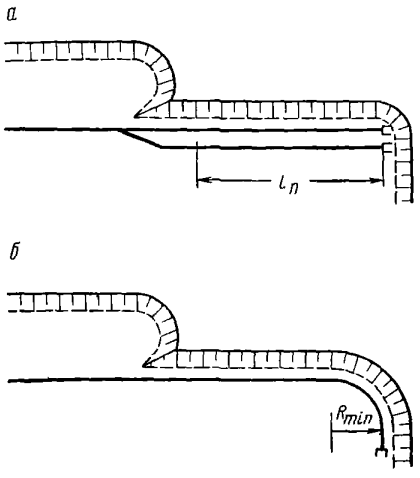


Рис. 80. Схемы путевого развития при отработке тупиков

ный тупик отрабатывается с постепенным уменьшением ширины заходки. Для интенсификации горных работ иногда применяют тупиковый фронт с дополнительным обменным пунктом, располагаемым на рабочем уступе. Работа нескольких экскаваторов на уступе с использованием тупиковых схем развития железнодорожных путей в принципе нежелательна, так как она связана с частыми сбоями графика движения поездов и уменьшением производительности экскаваторов. Если наличие нескольких экскаваторов на уступе предопределяется требуемой скоростью подвигания фронта, наиболее экономичны схемы путевого развития с независимым обменом составов.

Сквозной фронт работ с поточным движением поездов и увеличением коэффициента обеспечения забоев порожняком до 0,9—0,95 возможен при наличии путепровода и разноса торцового борта карьера для размещения путей, соединяющих в кольцо забойные и отвальные коммуникации. Целесообразность создания сквозного фронта устанавливается технико-экономическими расчетами.

Важное значение имеет правильный выбор параметров вскрышных и отвальных экскаваторов в соответствии с намеченными размерами уступов и объемами работ на каждом из них. Регулирование мощности оборудования осуществляется подбором соответствующей модели экскаватора и изменением календарного режима работы.

При многочерпаковых однопортальных, а также мощных одноковшовых вскрышных и отвальных экскаваторах разъезд устраивается на стационарном участке железнодорожного пути и обычно в работе находятся два локомотивосостава. Для организации перевозок вскрышных пород необходимо соблюдение расчетных условий, представленных ниже.

Условия обмена	Расчетные формулы
Однопортальные вскрышной и отвальный экскаваторы, разъезд на стационарном участке пути, в работе два локомотивосостава	$t_п + t_г = t_р + t_х$ или $\frac{nV_д}{П_{э.т}} + t_г = n\tau_р + t_х$ (187)

Двухпортальный вскрышной экскаватор, в работе два локомотивосостава: за время погрузки одного состава второй совершает путь до отвала и обратно и разгружается . . . . . $\frac{nV_д}{П_{э.т}} = f(t_г + \tau_р n + t_х)$ (188)

То же, с тремя локомотивосоставами при верхней и нижней отсыпке отвала $\frac{nV_д}{П_{э.т}} = \frac{f}{2}(t_г + \tau_р n + t_х)$ (189)

Здесь $t_п$ и $t_р$ — время погрузки и разгрузки состава, *ч*;
$t_г$ и $t_х$ — время движения груженого и порожнего состава, *ч*;
$П_{э.т}$ — техническая производительность вскрышного экскаватора, *м³/ч*;
$V_д$ — емкость думпкара, *м³*;
n — число думпкаров в составе;
$\tau_р$ — время разгрузки одного думпкара, *ч*;
f — коэффициент неравномерности работы.

Существенным является выбор высотных отметок рабочих горизонтов на вскрышных уступах и отвалах (рис. 81). Отметки устанавливаются приблизительно на одном уровне, с тем чтобы избежать перевозок породы с подъемом в грузовом направлении.

Целесообразным является расположение отвальных площадок ниже соответствующих им вскрышных площадок. В этом случае имеет место уклон в грузовом направлении и перевозка породы оказывается более экономичной.

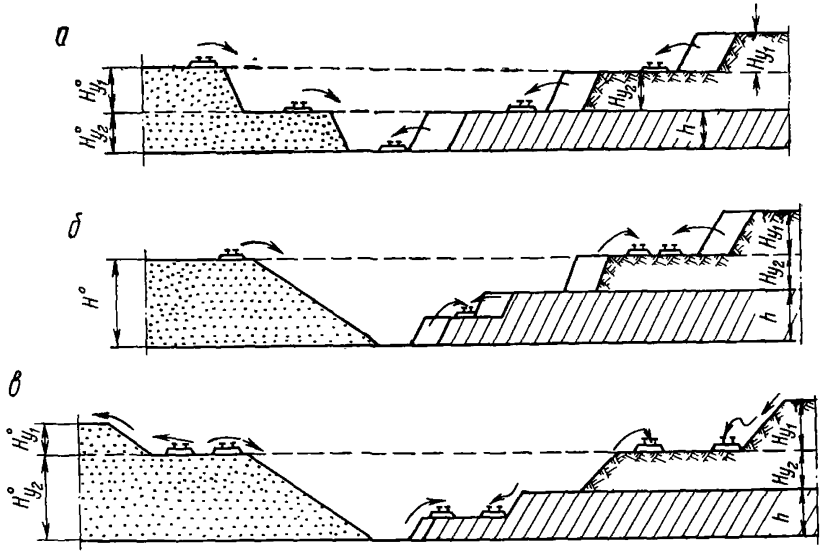


Рис. 81. Варианты конструкций рабочих горизонтов при железнодорожном транспорте во внутренние отвалы

Основные зависимости для установления высотного уровня рабочей площадки заключаются в следующем:

при формировании двухъярусных отвалов только с нижней отсыпкой (рис. 81, *а*):

$$h+H_{у_2}=H^0_{у_1}+H^0_{у_2}; \tag{190}$$

$$H_{у_1}=\frac{1}{K_р}\cdot H^0_{у_1};\quad H_{у_2}=\frac{1}{K_р}H^0_{у_2}, \tag{191}$$

где $K_р$ — коэффициент остаточного разрыхления пород в отвале;

при размещении породы в одноярусном отвале с нижней отсыпкой (*рис. 81, б*):

$$h+H_{у_2}=H^0;\quad (H_{у_1}+H_{у_2})K_р=H^0. \tag{192}$$

При использовании верхней и нижней отсыпки стремятся породу верхнего вскрышного уступа направлять в верхний отвальный уступ, а породы нижнего вскрышного уступа — в нижний отвальный подуступ (рис. 81, *в*). Для этого необходимо соблюдение условий:

$$\left.\begin{aligned} H^0_{у_2}&=K_р H_{у_2}=h+H_{у_2};\\ H^0_{у_1}&=K_р H_{у_1};\quad H_{у_2}=\frac{h}{K_р-1}. \end{aligned}\right\} \tag{193}$$

При разработке крутых и наклонных залежей наиболее сложно установить рациональные параметры и конструкцию элементов системы разработки и их взаимную увязку со структурой комплексной механизации.

К основным элементам системы разработки с перевозкой горной массы железнодорожным транспортом относятся: высота уступа, ширина экскаваторной заходки, ширина рабочих площадок, протяженность и конструкция фронта горных работ уступов.

Высота уступа зависит в первую очередь от вида и типа применяемого оборудования и физико-механических свойств разрабатываемых горных пород. Рациональная высота уступа должна обеспечить минимальные затраты на вскрышные и добычные работы и безопасность горных работ. Безопасность производства при установлении высоты уступа является основным требованием.

Увеличение высоты уступов имеет следующие преимущества: уменьшение числа транспортных горизонтов, а следовательно, сокращение общей длины путей и расходов на их строительство и содержание; уменьшение объема и стоимости передвижки забойных путей; повышение производительности экскаваторов за счет уменьшения числа их передвижек в забое; сокращение объема буровых работ благодаря увеличению расстояния между скважинами; возможность применения более мощного оборудования; уменьшение числа берм погашения, что ведет к сокращению объема вскрышных работ в конечных контурах карьера.

Недостатки высоких уступов: увеличение вероятности оползней или обрушений верхней части уступа; повышение в ряде случаев

расходов на вторичное дробление; снижение темпа углубления и сокращения длины фронта горных работ, что нежелательно в период строительства и освоения проектной мощности. При отработке невыдержанных залежей и маломощных пластов крутого падения при увеличении высоты уступов неизбежно увеличиваются потери.

Учесть влияние приведенных выше факторов на высоту уступа в аналитической форме в большинстве случаев не представляется возможным. Поэтому рациональная величина уступа устанавливается в конкретных условиях разрабатываемого месторождения с учетом количественной оценки каждого фактора.

При разработке мягких связных пород, исключающих буровзрывное рыхление, высота уступа не должна превышать максимальную высоту черпания экскаватора. При разработке разрыхленных скальных пород высота уступа не должна превышать высоту черпания экскаватора более чем в 1,5 раза.

Опыт открытых разработок наклонных и крутопадающих залежей позволяет считать рациональной высоту уступа 12—15 *м* при использовании экскаваторов типа ЭКГ-4,6 и 17—20 *м* при экскаваторах типа ЭКГ-8.

Если высота уступа составляет не менее $^2/_3$ высоты расположения напорного вала экскаватора, то на производительность последнего она практического влияния не оказывает.

При нарезке уступов экскаваторами с удлиненным рабочим оборудованием при верхней погрузке высота уступов должна соответствовать параметрам проходческого оборудования (табл. 17).

Таблица 17

Высота уступов при работе экскаваторов с удлиненным рабочим оборудованием (по Центрогипрошахту)

Экскаватор	Высота уступа (*м*) в породах				
	рыхлых			полускальных	скальных
	при угле устойчивого откоса уступа, *град*				
	34	39	45	45	51—70
ЭКГ-4у	6,5	8	9	9	10
ЭВГ-4	8	9	10,5	10,5	12
ЭВГ-6	15	17	18	18	18

Высотные отметки рабочих горизонтов при железнодорожном транспорте назначаются в соответствии с принятой высотой уступов. Изменение высоты уступов в процессе эксплуатации карьера осложняет работу, так как высотные отметки горизонтов обычно строго увязываются со схемой вскрытия и положением основных транспортных узлов.

Ширина заходки при разработке горных пород механическими лопатами с погрузкой в средства железнодорожного транспорта оказывает непосредственное влияние на производительность экскаваторов. Уменьшение ширины заходки (по сравнению с возможной по линейным параметрам экскаваторов) вызывает уменьшение угла поворота на разгрузку и в забой, что сокращает длительность рабочего цикла. При этом увеличивается производительность экскаваторов и снижается стоимость экскавации. Одновременно с этим происходит снижение стоимости транспортирования за счет уменьшения времени простоев локомотивосоставов под погрузкой.

В то же время с уменьшением ширины заходки появляется необходимость в более частой переукладке железнодорожных путей, что ведет к увеличению стоимости путеукладочных работ, отнесенных к 1 $м^3$ разрабатываемых горных пород.

Результаты расчетов Центрогипрошахта по установлению ширины заходки для экскаваторной разработки с применением железнодорожного транспорта при стоимости передвижки 1 $м$ путей 0,831 руб. приводятся в табл. 18.

Таблица 18

Стоимость 1 $м^3$ вскрыши при различной ширине заходки

Модель экскаватора	Ширина заходки, $м$	Стоимость 1 $м^3$ вскрыши по процессам, коп.			
		экскавация	передвижка путей	транспорт	всего
ЭКГ-4,6	11	5,675	0,756	7,71	14,441
	12	5,590	0,693	7,69	13,973
	13	5,655	0,640	7,73	14,025
	14	5,70	0,594	7,78	14,074
	14,5	5,740	0,573	7,81	14,123
ЭКГ-8	14	5,64	0,457	7,29	13,387
	15	5,45	0,427	7,19	13,067
	16	5,46	0,40	7,20	13,060
	17	5,48	0,376	7,22	13,076
	17,5	5,49	0,366	7,23	13,086
	18	5,50	0,356	7,25	13,106
	20	5,54	0,320	7,29	13,150

Приведенные результаты показывают на незначительные стоимостные изменения при отклонении ширины заходки от оптимальной. При разработке пород, не требующих предварительного рыхления, обычно принимается наибольшая по параметрам экскаваторов ширина экскаваторной заходки A. Она составляет 1,5 $R_{ч.у}$.

При разработке крепких пород ширина заходки увязывается с комплексом буровзрывных, выемочно-погрузочных и вспомогательных работ.

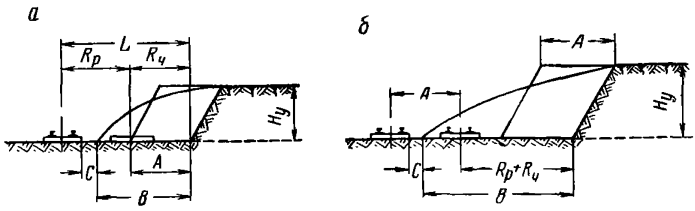


Рис. 82. Схемы к определению максимальной ширины развала и ширины заходки:

а — передвижка пути при одном проходе экскаватора; б — то же, при двух проходах экскаватора

Максимальное расстояние L от нижней бровки уступа до оси железнодорожного пути (рис. 82, *а*) определяется суммой радиусов черпания на горизонте установки $R_{ч.\,у}$ и разгрузки $R_р$ экскаватора. Взрывание без предварительной разборки забойных путей возможно при

$$B \leqslant 0{,}8\,(R_{ч.\,у}+R_р)-C,\ м, \tag{194}$$

где C — безопасное расстояние от подошвы развала до оси железнодорожных путей ($C = 2{,}5$—3 *м*).

Если взорванную породу убирают в два прохода экскаватора (при однократной передвижке пути после уборки первой ленты), допустимая ширина развала (рис. 82, *б*)

$$B \leqslant 0{,}8\,(R_{ч.\,у}+R_р)+A-C,\ м. \tag{195}$$

В обоих случаях шаг передвижки пути должен быть равен ширине заходки по массиву или, в случае однорядного расположения скважин, сопротивлению по подошве. Радиус действия путепереукладочного крана должен соответствовать этой же величине.

При более широких развалах породы забойные пути разбирают и временно укладывают за пределы ожидаемого развала или вывозят за пределы взрываемого блока. При этом в общем случае ухудшаются экономические показатели работ.

При верхней погрузке механическими лопатами развал горной массы должен быть убран за один проход экскаватора ($B \leqslant 1{,}7R_{ч.\,у}$). Кроме того, ширина развала при верхней погрузке зависит от высоты уступа и физико-механических свойств пород, слагающих уступ (табл. 19).

Ширина рабочих площадок должна обеспечить производительную работу оборудования при безопасном размещении основных горных машин и транспортных коммуникаций, силовых и осветительных линий, вспомогательного транспорта и оборудования, а также учитывать резервную полосу для независимого подвигания смежных уступов и полосу безопасности у верхней бровки уступа.

Таблица 19

Максимальная ширина заходки вскрышных экскаваторов с удлиненным рабочим оборудованием

Категория крепости пород по шкале Союзвзрывпрома	Угол откоса уступа, *град*	Угол устойчивого откоса уступа, *град*	Значения высоты уступа и ширины заходки (*м*) при экскаваторах					
			ЭКГ-4у		ЭВГ-4И		ЭВГ-6	
			высота уступа	ширина заходки	высота уступа	ширина заходки	высота уступа	ширина заходки
I—II	60	34	6,5	9,5	8	15	13	25,5
III	60	39 и 45	8—9	9	9—10,5	15,5	15—18	29—25
IV—VI	60	45	9	9	10,5	15,5	18	25
VII—VIII	65	51	10	9,5	12	15,5	18	28
IX—X	70	60	10	11	12	18,5	18	32,5
XI—XIII	80	70	10	11	12	21	18	36
XIV—XVI	80	70	10	11	12	21	18	36

Минимальная ширина рабочей площадки (рис. 83) при работе механических лопат складывается из ширины заходки A, ширины развала породы X, транспортной полосы T, гарантийного расстояния от нижней бровки развала до транспортной полосы C и ширины полосы безопасности Z:

$$Ш_{р.п} = A + X + T + C + Z, \ м. \tag{196}$$

Ширина транспортной полосы T принимается в соответствии с условиями движения поездов на уступе.

Расстояние от нижней бровки до транспортной полосы C обычно принимается равным 2—3 *м*.

Ширина полосы безопасности Z определяется шириной возможной призмы обрушения

$$Z = H_у (\operatorname{ctg} \gamma - \operatorname{ctg} \alpha), \ м, \tag{197}$$

где γ — угол устойчивого откоса уступа (35—60°);
α — угол откоса рабочего уступа (60—80°).

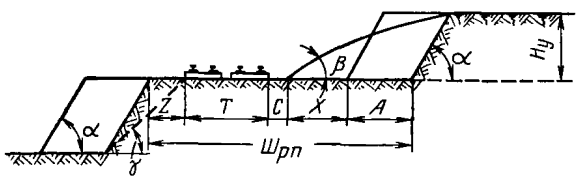


Рис. 83. Схема к определению ширины рабочей площадки

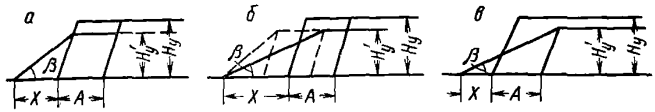


Рис. 84. Расчетные профили развала породы

Часто величину Z принимают равной (0,4—0,5) $H_у$ и используют эту полосу для установки опор контактной сети и для других целей.

Ширина развала X зависит от свойств взрываемых пород и способа ведения взрывных работ. Она может быть ориентировочно установлена для различных форм развала (рис. 84, *а*, *б*, *в*) по формулам:

$$X_а = A\left(K_р \frac{H_у}{H'_у} - 1\right) - \frac{H_у}{2\psi},\ м; \tag{198}$$

$$X_б = 2\left(K_р \frac{H_у}{H'_у} - 1\right) A,\ м; \tag{199}$$

$$X_в = \left(2K_р \frac{H_у}{H'_у} - 1\right) A,\ м, \tag{200}$$

где $K_р$ — коэффициент разрыхления породы;
$H_у$ и $H'_у$ — высота уступа до и после взрыва, *м*;

$$\psi = \frac{\operatorname{tg}\alpha \operatorname{tg}\beta}{\operatorname{tg}\alpha - \operatorname{tg}\beta}; \tag{201}$$

α и β — углы откоса породного уступа до и после взрыва, *град*.

Величины $K_р$ и $H'_у$ должны быть получены экспериментально или по данным, полученным в аналогичных условиях.

Протяженность и конструкция фронта горных работ находится в непосредственной технологической связи со способом вскрытия месторождения и влияет на степень использования горного и транспортного оборудования.

Протяженность фронта отдельных уступов и карьера в целом ограничивается пропускной способностью трасс и заданной по проекту скоростью подвигания рабочих бортов. Суточная провозная способность трассы $W_с$, обслуживающей группу уступов, не должна быть меньше выхода горной массы с рабочих уступов этой группы, т. е.

$$W_с \geqslant f \frac{1}{T_с} L_к H_у n_р v_ф, \tag{202}$$

где f — коэффициент, учитывающий неравномерность работы транспорта ($f = 1{,}25$);
$T_с$ — число рабочих дней в году;
$H_у$ — высота уступа, *м*;

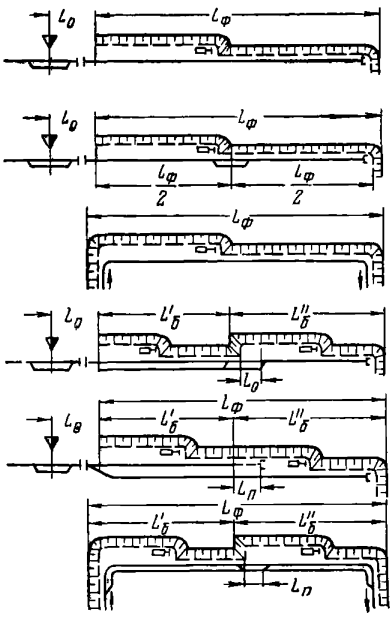


Рис. 85. Типовые схемы фронта работ уступа при железнодорожном транспорте

$n_р$ — число уступов, одновременно обслуживаемых данной трассой;

$v_ф$ — скорость подвигания фронта, *м/год*.

Протяженность фронта на уступе часто определяется естественными факторами (условия рельефа, тектонические нарушения и др.). В этих случаях необходимо обеспечить соответствие между развитием путей и порядком транспортного обслуживания для достижения наилучших технико-экономических показателей.

Для интенсификации добычных и вскрышных работ длину фронта работ на уступе ограничивают оптимальной величиной. При этом на основе технико-экономических расчетов принимают наиболее рациональную конструкцию путевого развития (рис. 85).

Продолжительность пробега по забойным путям зависит от их длины. С удлинением фронта работ ухудшаются условия обмена поездов у забоев, возникает необходимость в увеличении весовой нормы поезда, становится необходимым устройство и содержание стрелочных переводов (обменных пунктов) на уступах. Кроме того, осложняется передвижка забойных путей, так как она должна совмещаться с обменом поездов для групп экскаваторов.

С целью интенсификации добычных и вскрышных работ следует ограничивать протяженность фронта работ, что позволяет улучшить использование горно-транспортного оборудования и упростить схемы путевого развития на уступах. Этому способствует увеличение в определенных пределах мощности горного и транспортного оборудования, т. е. уменьшение количества действующих забоев. В принципе необходимо стремиться к работе на фронте уступа одного экскаватора.

По условиям обеспечения экскаватора взорванной и готовой к выемке горной массой, а также обуренным и подготовленным к взрыву целиком объемом, потребным для бесперебойной работы экскаватора не менее чем в течение месяца, длина экскаваторного блока

$$L_{б\,min} = \frac{T}{H_у A} П_{э.\,с},\ м, \qquad (203)$$

где T — число дней работы экскаватора в месяц;

$H_у$ — высота уступа, *м*;

A — ширина заходки, *м*;

$П_{э.с}$ — суточная производительность экскаватора, *м*³.

С учетом возможной эксплуатационной производительности экскаватора длина блока

$$L_{б\,min} = \frac{60\,T_э T}{H_у A} E n_ц K_э \eta_о,\ м, \tag{204}$$

где $T_э$ — число часов работы экскаватора в сутки;

E — емкость ковша экскаватора, *м*³;

$n_ц$ — число циклов экскаватора в минуту;

$K_э$ — коэффициент экскавации;

$\eta_о$ — коэффициент обеспечения забоя порожняком.

Коэффициент $\eta_о$ оказывает существенное влияние на протяженность экскаваторного блока. Он может быть представлен выражением

$$\eta_о = \frac{1}{1 + \frac{E}{V_в} \cdot \frac{60\,t_о n_ц K_э}{n}}, \tag{205}$$

где $V_в$ — емкость вагона, *м*³;

n — число вагонов в поезде;

$t_о$ — продолжительность обмена поездов;

$$t_о = 2\left(\frac{L_с}{v_с} + 0{,}5\,\frac{L_{ф.у}}{v_э} + \tau\right), \tag{206}$$

$L_{ф.у}$ и $L_с$ — длина фронта уступа и соединительного пути, *км*;

$v_э$ и $v_с$ — скорость движения поезда по забойным и соединительным путям, *км/ч*;

τ — время на связь, *ч*.

Увеличение емкости ковша экскаватора E при прочих равных условиях позволяет увеличить производительность экскаватора только до определенного предела. Оптимальная величина коэффициента $\eta_о$ при тупиковой конструкции фронта обычно составляет 0,65—0,7. Рациональную протяженность фронта работ уступа по условиям обеспечения одного экскаваторного забоя порожняком можно определить из выражения

$$L_{ф.у} = v_э\left[\frac{V_в n\,(f - \eta_о)}{120\,E n_ц K_э \eta_о} - \frac{L_с}{v_с} - \tau\right],\ км, \tag{207}$$

где f — коэффициент резерва производительности экскаватора.

В наиболее распространенных условиях протяженность экскаваторного фронта составляет для угольных карьеров 1200—2000 *м*, если работы ведутся с разносом одного борта (наклонные месторождения) и до 1600—3000 *м*, если работы ведутся с разносом двух бортов (крутые месторождения). Протяженность экскаваторного фронта на рудных карьерах обычно ниже в связи с меньшей производительностью экскаватора при работе на скальных породах.

Система разработки с применением железнодорожного транспорта при разработке скальных горных пород включает законченный ком-

плекс работ по отбойке и погрузке горной массы, ее транспортированию и отвалообразованию (складированию). Разрыхленная буровзрывным способом горная масса грузится одноковшовыми экскаваторами (обычно механическими лопатами) в железнодорожные думпкары, в которых электрической, тепловозной, дизель-электрической или паровой тягой транспортируется до приемных пунктов: породы — на внешние или внутренние отвалы, а полезное ископаемое — к технологическому комплексу на поверхности (дробильно-сортировочным и обогатительным фабрикам, погрузочным бункерам). В тех случаях, когда не требуется дополнительная переработка на технологическом комплексе, полезное ископаемое может грузиться в забоях в вагоны МПС и транспортироваться непосредственно потребителю. Отвалообразование в основном экскаваторное, реже плужное.

При комплектации структур механизации в первую очередь выбирают тип экскаватора. На выбор емкости ковша и рабочих размеров экскаватора влияет масштаб работы (производственная мощность карьера), характер работ и механизация других процессов. Основные размеры экскаватора не могут выбираться только по показателям годовых объемов вскрышных и добычных работ; они устанавливаются с учетом требуемой высоты и ширины забоя, максимальной высоты погрузки, типа и емкости транспортного сосуда, действительной протяженности фронта горных работ и скорости его подвигания и по условию обеспечения заданной мощности карьера по полезному ископаемому.

При выборе экскаваторов для добычных работ необходимо учитывать наличие различных сортов руд и необходимость селективной разработки сложноструктурной залежи. Наличие многих сортов руд не позволяет сосредоточить добычные работы в одном или двух забоях. Обычно добыча всех сортов руды должна производиться равномерно в соответствии с установленными по плану кондициями. Вследствие этого на добычных работах желательно иметь несколько добычных машин и резервные забои.

Количество экскаваторов на вскрышных и добычных работах рассчитывается в зависимости от масштаба работ, режима эксплуатации оборудования и принятых резервов.

Для производительного использования основного оборудования в структурах с использованием железнодорожного транспорта необходима строгая технологическая увязка выполнения работ в смежных производственных процессах.

Так, производительность экскаваторов в значительной мере зависит от обеспеченности их подготовленной к погрузке горной массой и от качества буровзрывного рыхления. С точки зрения своевременной обеспеченности экскаваторов подготовленной горной массой буровое оборудование карьера должно обладать небольшим резервом производительности по сравнению с погрузочным. В большинстве случаев резерв производительности бурового оборудования не должен превышать 10—15%, что вполне компенсирует сбои организации работ в сложных производственных условиях.

§ 6. Системы разработки при автомобильном транспорте

Рационально организованная технология разработки должна обеспечивать: минимальный объем подготовительных работ и сроки строительства и освоения пусковых очередей; оптимальную производственную мощность карьера и соответствующую величину фронта добычных работ; минимальные расстояния транспортирования; наиболее эффективное использование автомобильного транспорта.

Расположение и порядок перемещения фронта работ. Расположение и порядок перемещения фронта рабочих уступов оказывают существенное влияние на объемы горнокапитальных работ, величину внутрикарьерной дальности транспортирования, объемы работ по подготовке горизонтов, число рабочих уступов и протяженность фронта работ.

В случае транспортирования пород на внешние отвалы для системы разработки с применением автомобильного транспорта наиболее характерными являются следующие четыре варианта:

I. Продольная подготовка и развитие работ от одного борта к другому при поперечном перемещении фронта работ.

II. Поперечная подготовка и развитие работ от центра карьера к его флангам.

III. Продольная подготовка и развитие от центра карьера к бортам.

IV. Поперечная подготовка и развитие работ от флангов карьерного поля к его центру.

Варианты I и IV характеризуются наличием стационарных петлевых автосъездов, а II и III — двусторонним фронтом работ на каждом уступе и (в особенности III) временными (скользящими) съездами. Анализ вариантов развития фронта работ показал, что III и IV варианты по основным показателям занимают промежуточное место между I и II вариантами.

В табл. 20 приведены расчетные формулы по определению некоторых показателей основных схем развития горных работ при системах разработки с автомобильным транспортом.

Здесь b_2 — горизонтальное расстояние от нерабочего борта карьера до полезного ископаемого, соответствующее высоте h, *м*;

h — глубина карьера на момент окончания горнокапитальных работ, *м*;

L — длина карьерного поля, *м*;

l_2 — ширина траншеи по последнему горизонту, *м*;

B — ширина карьерного поля, *м*;

α — угол погашения нерабочего борта карьера, *град*;

β — угол откоса рабочего борта карьера, *град*;

l — длина карьера по соответствующему горизонту, *м*;

b — ширина карьера по соответствующему горизонту, *м*;

a — ширина траншеи понизу, *м*;

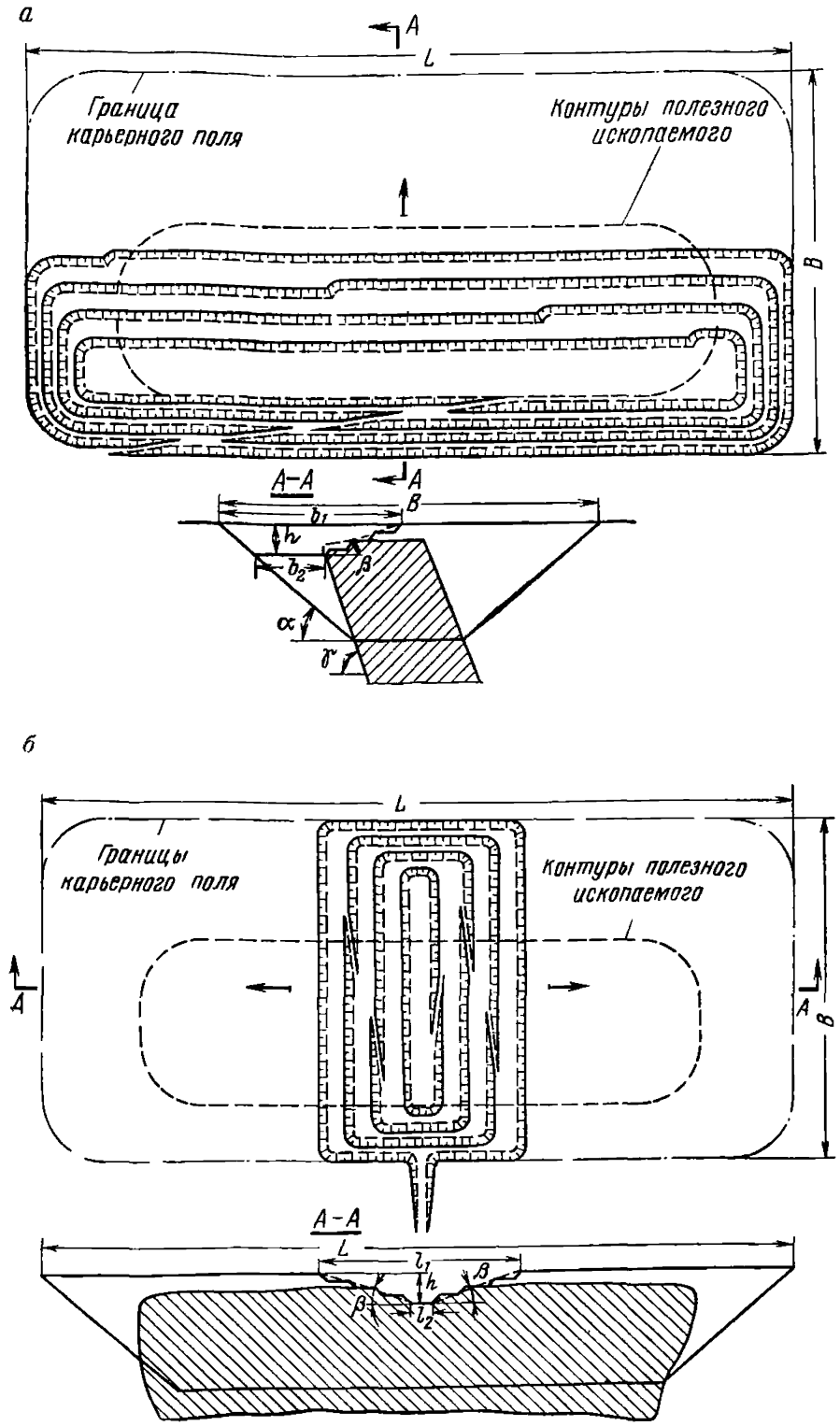


Рис. 86. Положение карьера на момент окончания горнокапитальных работ:

а — I вариант, *б* — II вариант

n и n_2 — число одновременно работающих уступов при I и II вариантах.

Анализ основных показателей названных вариантов системы разработки позволил установить, что при $r = \frac{L}{b}$ больше единицы, объем горностроительных работ при варианте II на 35—60% меньше, чем при варианте I, в зависимости от величины r.

При $r = 1{,}5 \div 2{,}5$ транспортная работа при II варианте за счет уменьшения внутрикарьерного расстояния транспортирования сокращается на 50% и более по сравнению с I вариантом, II вариант фронта работ обеспечивает снижение на 35—50% объема разрезных траншей, а это сокращает сроки подготовки горизонтов и увеличивает темп углубления горных работ. При разработке мощных крутопадающих залежей оба варианта практически равноценны по протяженности фронта добычных работ, однако при II варианте несколько уменьшается фронт работ по вскрыше, благодаря чему сглаживается колебание объемов вскрышных работ по периодам.

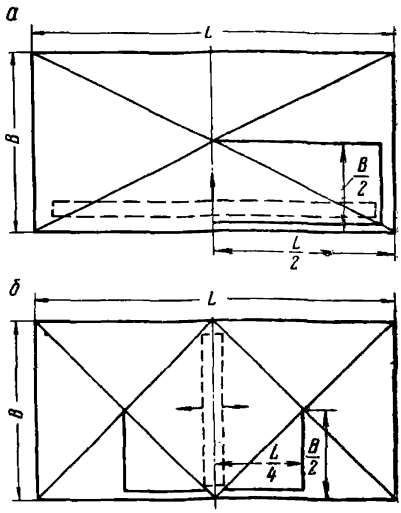


Рис. 87. К определению внутрикарьерного расстояния транспортирования:
а — I вариант; *б* — II вариант

Таблица 20

Расчетные формулы основных показателей вариантов системы разработки при автомобильном транспорте

Показатели	Формулы для определения показателей по вариантам	
	I	II
Объемы горнокапитальных работ (рис. 86 *а*, *б*)	$V^{I} = \left[b_2 + \frac{h}{2}(\operatorname{ctg}\alpha + \operatorname{ctg}\beta)\right] hL$	$V^{II} = (l_2 + h\operatorname{ctg}\beta)\, hB$
Внутрикарьерное расстояние транспортирования (рис. 87)	$L^{I} = \left(l + \frac{b}{2}\right) K_{тр}$	$L^{II} = \left(\frac{l}{4} + \frac{b}{2}\right) K_{тр}$
Объемы разрезных траншей	$V^{I} = (a + h\operatorname{ctg}\alpha)\, hl$	$V^{II} = (a + h\operatorname{ctg}\alpha)\, hb$
Протяженность фронта работ	$A^{I} = n_1 [L - h\operatorname{ctg}\alpha(n-1)]$	$A^{II} = 2n_2 [B - h\operatorname{ctg}\alpha\,(n-1)]$

Таким образом, при автотранспорте вариант системы разработки с поперечной подготовкой и развитием работ от центра карьера к его флангам имеет важные преимущества, степень эффективности которых зависит в основном от геометрических размеров карьерного поля, мощности и угла падения залежи. Спецификой комбинированного транспорта является наличие пункта перегрузки горной массы из одного вида транспорта (внутрикарьерного), которым является автомобильный, в другой вид — сборочный, которым является железнодорожный или конвейерный транспорт, а также скиповые подъемники. Обычно пункт перегрузки расположен на концентрационном горизонте и обслуживает одновременно несколько уступов.

В этом случае внутрикарьерное расстояние транспортирования автотранспортом соответственно для вариантов I и II подвигания рабочего фронта определяется как средневзвешенное по всем уступам, отрабатываемым на данный концентрационный горизонт:

$$L^{I}_{\text{срв}} = \frac{Q_1\left(A_1 + \frac{B_1}{2} + \frac{h_1}{i}\right)K_{\text{тр}} + \ldots + Q_n\left(A_n + \frac{B_n}{2} + \frac{h_n}{i}\right)K_{\text{тр}}}{\sum_1^n Q}; \quad (208)$$

$$L^{II}_{\text{срв}} = \frac{Q_1\left(\frac{A_1}{4} + \frac{B_1}{2} + \frac{h_1}{i}\right)K_{\text{тр}} + \ldots + Q_n\left(\frac{A_n}{4} + \frac{B_n}{2} + \frac{h_n}{i}\right)K_{\text{тр}}}{\sum_1^n Q}, \quad (209)$$

где $Q_1, \ldots, Q_n$ — погоризонтные запасы, m;
$A_1, \ldots, A_n$ — длина отдельного горизонта, $м$;
$B_1, \ldots, B_n$ — ширина отдельного горизонта, $м$;
$h_1, \ldots, h_n$ — высота подъема груза с соответствующего уступа до концентрационного горизонта, $м$;
i — уклон автосъездов, %;
$\sum_1^n Q$ — суммарные запасы группы уступов, отрабатываемых на один концентрационный горизонт, m.

Проектирование элементов систем разработки. Большое значение имеет выбор таких элементов, как высота уступа, ширина заходок и рабочих площадок, протяженность действующего фронта работ и длина экскаваторных блоков.

Высота уступа в значительной степени определяет эффективность использования основного оборудования и технико-экономические показатели работы карьера. Она, как и в системах разработки с железнодорожным транспортом, в первую очередь зависит от физико-механических свойств горных пород и параметров экскаваторов.

Ширина заходки определяется рабочими параметрами погрузочного оборудования и схемой установки автосамосвалов под погрузку.

Рабочие площадки предназначаются для размещения горно-транспортного оборудования. Минимальная ширина рабочей пло-

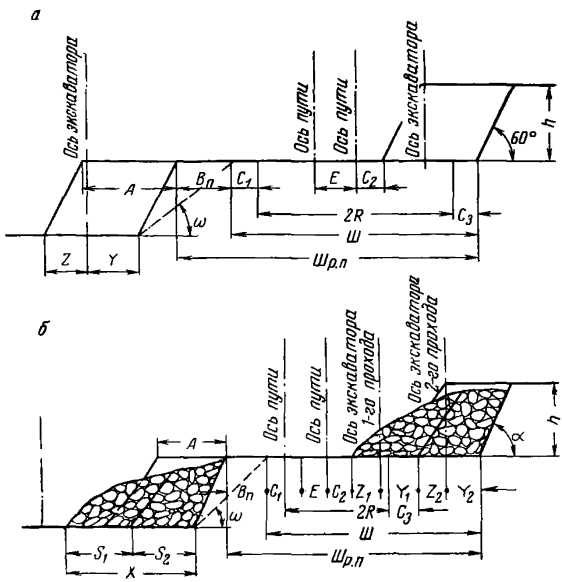


Рис. 88. Схема к определению параметров рабочих площадок:

а — в рыхлых породах; *б* — в скальных породах

щадки определяется параметрами технологического оборудования и буровзрывных работ и включает в себя: ширину развала породы X, если последняя подвергается рыхлению взрывом, а в мягких породах — ширину заходки по целику A; ширину транспортной полосы и полосы для размещения дополнительного оборудования и проезда вспомогательного транспорта $П$, а также ширину полосы безопасности.

Минимальные расчетные размеры рабочих площадок (рис. 88) при кольцевом развороте автомашин составляют:

в мягких горных породах — 20—28 *м* (табл. 21);

в скальных горных породах — 35—48 *м* (табл. 22).

При взрывании высоких уступов и их последующем разделении на отдельные уступы получают рабочие площадки, которые по назначению будут транспортно-буровыми или только транспортными. В этом случае ширина одной площадки будет существенно отличаться от другой. Ширина транспортно-буровой площадки зависит от числа одновременно взрываемых рядов скважин.

Ширина транспортной площадки будет определяться параметрами горно-транспортного оборудования и организацией движения. Минимальная ширина должна быть достаточной для размещения

Таблица 21

Размеры рабочих площадок и их элементов в мягких горных породах

Экскаватор	Автомашина	h, м	Расстояние (м) от оси движения автотранспорта до		Радиус поворота автосамосвала R, м	Минимальная ширина рабочей площадки, м
			линии естественного обрушения C_1	нижней внутренней бровки уступа C_3		
ЭКГ-4	КрАЗ-222	10	3,0	2,5	10,5	26,5
	БелАЗ-540		3,0		8,3	19,6
	БелАЗ-548		3,5		11,0	25,5
	БелАЗ-540В		3,0		8,3	19,6
ЭКГ-8	БелАЗ-548	13	3,5	2,5	11,0	28,0
	БелАЗ-540 В				8,3	22,6

Таблица 22

Размеры рабочих площадок и их элементов в скальных горных породах

Экскаватор	Автомашина	h, м	Ширина заходки по целику A, м	Ширина развала X, м	Радиус поворота автосамосвала R, м	Расстояние от оси движения автотранспорта, м		Минимальная ширина рабочей площадки, м
						C_3	C_1	
ЭКГ-4	КрАЗ-222	10		25				39,0
		12	14,5	26	10,5	2,5	3,0	39,5
		15		29				41,0
	БелАЗ-540	10		25				34,6
		12	14,5	26	8,3	2,5	3,0	35,1
		15		29				36,6
	БелАЗ-548	10		25				40,5
		12	14,5	26	11,0	2,5	3,5	41,0
		15		29				42,5
	БелАЗ-540В	10		25				34,6
		12	14,5	26	8,3	2,5	3,0	35,1
		15		29				36,6
ЭКГ-8	БелАЗ-548	15		34				45,0
		18	20,0	37	11,0	2,5	3,5	46,5
		20		40				48,0
	БелАЗ-540	15		34				34,1
		18	20,0	37	8,3	2,5	3,0	40,6
		20		40				42,1

автодороги, обеспечивающей необходимую скорость движения подвижного состава при соблюдении соответствующих правил технической эксплуатации, и включать ширину обочин.

Одним из основных параметров транспортной системы разработки являются длина фронта работ и длина экскаваторного блока.

Фронт работ зависит от геометрических размеров месторождения, производственной мощности карьера и других горнотехнических фак-

торов и оказывает существенное влияние на технико-экономические показатели открытой разработки.

В общем случае длина фронта работ представляет собой суммарную длину отдельных блоков. Длина фронта, как и длина блока, определяется экономическими и организационно-техническими факторами.

Рекомендуемая институтом Центрогипрошахт длина фронта работ при автотранспорте по экономическим соображениям в зависимости от конечной глубины карьера

$H_к$, *м*	$L_ф$, *м*
50—150	800—1500
150—250	1100—1800
250—350	1300—3000

К организационно-техническим факторам, определяющим минимальную длину экскаваторного блока, относятся буровзрывные работы и транспортные условия.

Для обеспечения бесперебойной работы экскаватора должен создаваться запас взорванной горной массы, обеспечивающей определенный срок его работы.

Минимальная длина блока

$$L_{б\,min}=\frac{anQ_{см}h'}{Ah},\ м \tag{210}$$

где a — число частей блока (взорванная и обуриваемая);

$Q_{см}$ — сменная производительность экскаватора, $м^3$;

h' — число дней отработки взорванной части блока;

h — число рабочих смен.

Минимальная длина фронта (блока) на нижележащем горизонте по транспортным условиям должна удовлетворять условию

$$L_{б\,min}=\frac{1000h}{i}+2R, \tag{211}$$

где i — уклон автосъезда, %;

R — минимальный радиус поворота автомашины, *м*.

На практике длина блока при автотранспорте составляет 100—200 *м*. В зависимости от длины экскаваторного блока $L_б$, производительности блока $q_б$, производительности карьера Q и его длины L потребное количество одновременно работающих уступов

$$m=\frac{QL_б}{q_бL}. \tag{212}$$

Горно-транспортное оборудование существенно влияет на параметры элементов системы разработки.

При выборе грузоподъемности подвижного состава автотранспорта в первую очередь исходят из мощности предприятия, пропускной способности приемных устройств и расстояния транспортирования.

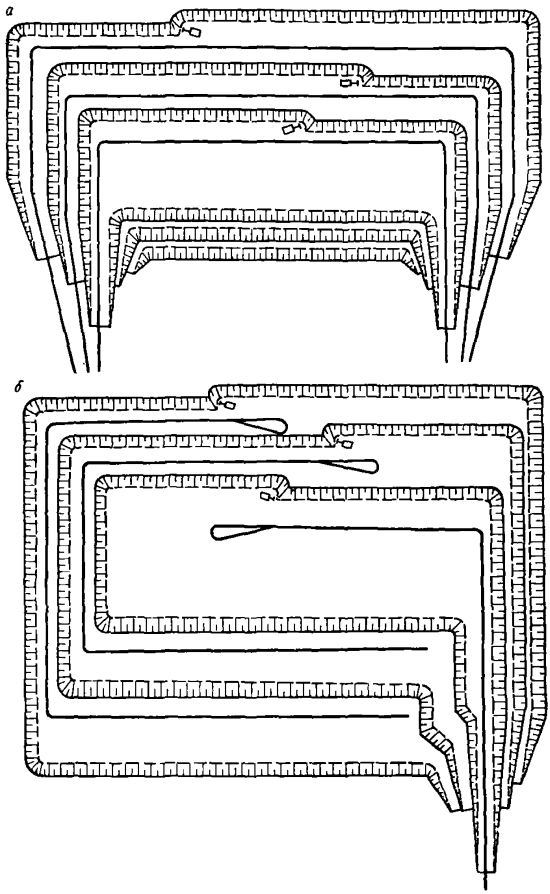


Рис. 89. Разработка месторождений с горизонтальным и пологим залеганием:

а — при внешних отвалах; *б* — при внутреннем отвалообразовании

Грузоподъемность автомашин в значительной степени влияет на их габариты, что определяет размеры рабочих и транспортных площадок.

Для обеспечения эффективности системы разработки с автотранспортом решающее значение имеет рациональное сочетание параметров экскаваторов и автомобилей.

Параметры экскаваторов, в свою очередь, влияют на высоту уступа и ширину заходки.

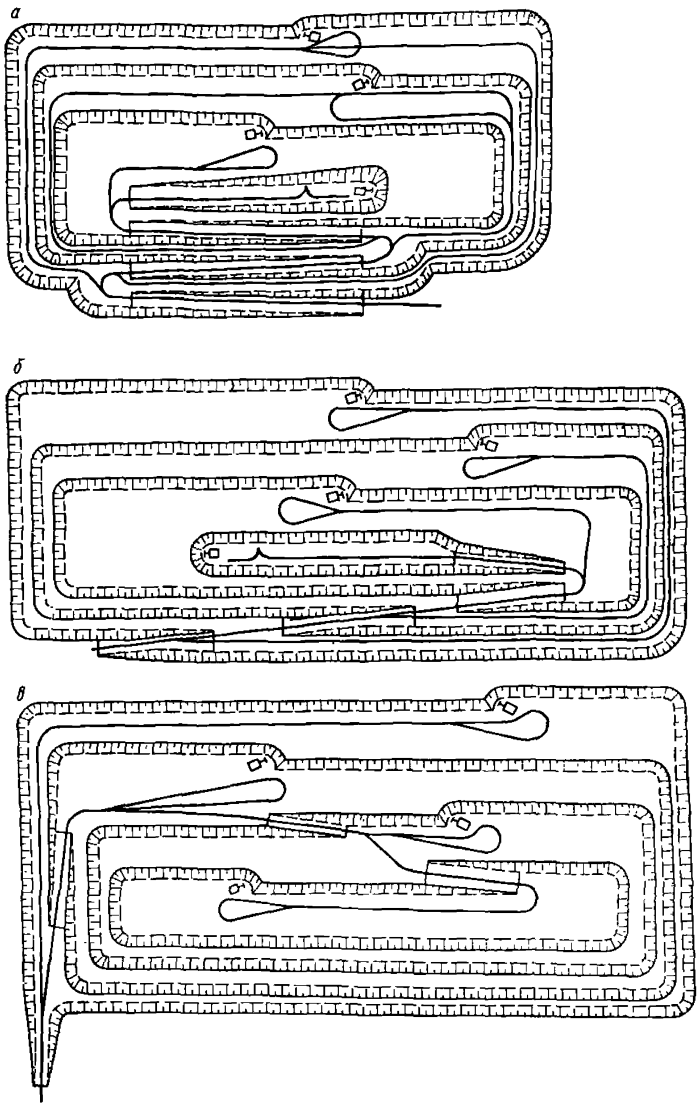


Рис. 90. Разработка месторождений с наклонным падением залежи:

а — стационарная петлевая трасса; *б* — стационарная простая трасса; *в* — скользящими и стационарными съездами

С достаточной степенью точности рациональную взаимосвязь между емкостью ковша экскаватора и грузоподъемностью автомашин по условию их максимального совместного использования можно выразить зависимостью

$$\sigma_г = (4{,}5q + a)\sqrt[3]{L},\ м, \qquad (213)$$

где $\sigma_г$ — грузоподъемность автомашин, $т$;
q — емкость ковша экскаватора, $м^3$;

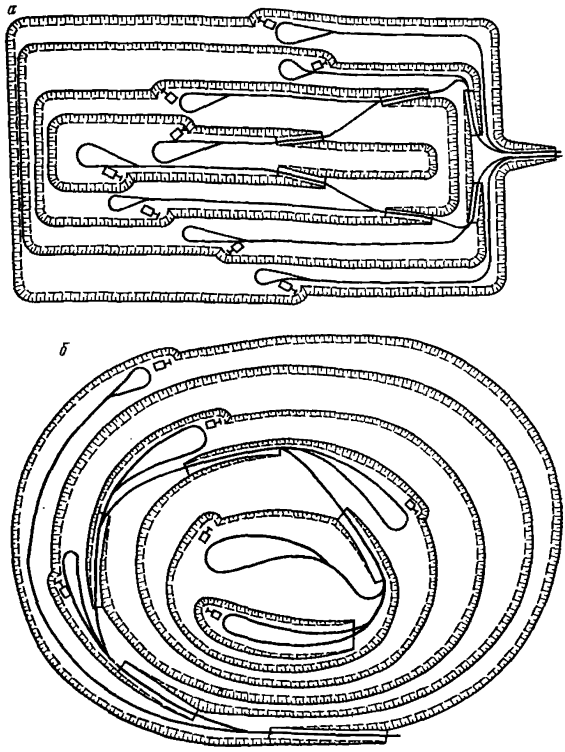


Рис. 91. Разработка месторождений:
а — с крутым падением залежи и разносом двух бортов; *б* — с округлой конфигурацией рудного тела и скользящей спиральной трассой

a — коэффициент, зависящий от емкости ковша экскаватора ($a = 3$ при $q > 4$ *м*³ и $a = 2$ при $q \leqslant 4$ *м*³);

L — расстояние транспортирования, *км*.

Для облегчения выбора варианта системы с автомобильным транспортом Центрогипрошахтом рекомендованы типовые технологические схемы для условий разработки месторождений: с горизонтальным и пологим падением залежи при внешних и внутренних отвалах (рис. 89, *а*, *б*) с наклонным (рис. 90, *а*, *б*, *в*) и крутым падением залежи (рис. 91, *а*, *б*).

§ 7. Системы разработки с комбинированным транспортом

Наиболее распространенными и перспективными видами комбинированного транспорта являются: автомобильный в комбинации с железнодорожным, автомобильный в комбинации с конвейерным,

автомобильный в комбинации с наклонными скиповыми подъемниками.

Во всех указанных видах комбинированного транспорта автомашины являются внутрикарьерным звеном, обслуживая рабочую зону карьера, вследствие чего автотранспорт определяет и характеризует основные параметры систем разработки. Этим объясняется то обстоятельство, что системам разработки при комбинированном транспорте свойственны основные закономерности и положения, присущие системам разработки с автомобильным транспортом.

Так, например, применение автомобильно-железнодорожного транспорта обусловливает параметры системы разработки, практически идентичные с параметрами системы при чисто автомобильном транспорте.

При автомобильном транспорте в комбинации с наклонными скиповыми подъемниками или с конвейерным транспортом при проектировании систем разработки необходимо принимать во внимание ряд особенностей, вызванных наличием концентрационных горизонтов, обслуживающих группу уступов. К ним следует отнести способ подготовки новых горизонтов, установление оптимального шага переноса концентрационных горизонтов, определение места расположения концентрационного горизонта в группе уступов. Остальные параметры (высота уступа, длина блока, схемы развития фронта работ и т. д.) определяются по тем же факторам, что и при автотранспорте.

Подготовка новых горизонтов при применении комбинированных видов транспорта имеет специфические особенности по сравнению с автомобильным транспортом. Эти особенности заключаются в следующем:

наряду с подготовкой одного горизонта должна решаться подготовка всей нижележащей группы уступов с целью создания условий для переноса приемно-перегрузочных устройств в карьере с одного концентрационного горизонта на другой. Следовательно, основной целью является подготовка нижележащего концентрационного горизонта;

подготовка новых горизонтов тесно связана со своевременным оборудованием концентрационного горизонта приемными и перегрузочными устройствами;

способ подготовки новых горизонтов должен обеспечивать переход с верхнего концентрационного горизонта на нижний без нарушения нормального хода вскрышных и добычных работ.

Подготовка новых горизонтов при наклонных подъемниках и автомобильно-конвейерном транспорте осуществляется последовательным проведением разрезных траншей для нижележащей группы уступов.

В зависимости от длины траншей и объема подготовительных работ можно выделить два принципиальных способа подготовки: полную и частичную подготовку новых горизонтов.

Полная подготовка нижележащей группы уступов включает проведение разрезных траншей и последующую их разноску по всей протяженности карьерного поля, обслуживаемого наклонным (конвейерным или скиповым) подъемником. Ширина самого нижнего подготавливаемого горизонта будет равна ширине разрезной траншеи, а ширина разгонки верхнего подготавливаемого горизонта зависит от количества уступов в группе и ширины оставляемых площадок и может достигать 200—300 *м* и более.

Достоинством этого способа подготовки является возможность планомерного развития выемочных работ сразу же после перемещения приемно-перегрузочных устройств на вновь подготовленный концентрационный горизонт.

Основной недостаток заключается в больших объемах подготовительных работ. Доставка горной массы при этом осуществляется при увеличенных расстояниях перевозки внутрикарьерным транспортом на работающую приемную площадку.

Частичная подготовка нижележащей группы уступов заключается в проведении подготовительных работ не по всей длине карьерного поля, а только по его части (рис. 92). Этот способ можно назвать углубочным, так как длина и ширина участка подготовки по верхнему горизонту отличаются незначительно.

Длина участка карьерного поля, который находится в подготовке, зависит от типа приемно-перегрузочного устройства и от необходимых условий нормального развития работ.

Частичный (углубочный) способ подготовки позволяет уменьшить объем горноподготовительных работ, производимых в менее благоприятных условиях, и таким образом сократить транспортные расходы на внутрикарьерную доставку горной массы при подготовке

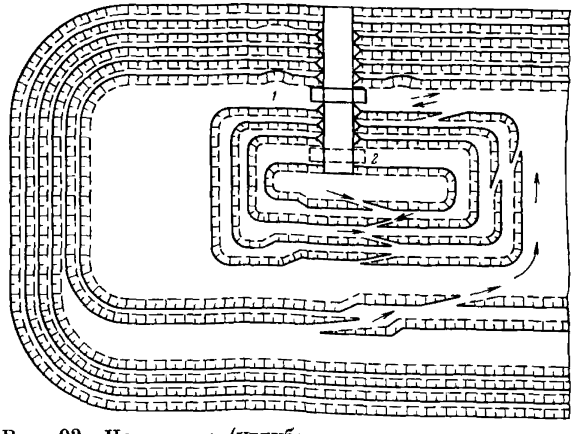


Рис. 92. Частичная (углубочная подготовка нижележащей группы уступов):

1 — работающий концентрационный горизонт; *2* — подготовленный концентрационный горизонт

нового концентрационного горизонта. Недостатком этого способа является стесненность условий при первоначальном развитии работ на подготовительной группе уступов. Использование в качестве внутрикарьерного транспорта автомашин, а также наличие в отдельных случаях нескольких приемно-перегрузочных устройств существенно сглаживает этот недостаток даже на карьерах большой мощности.

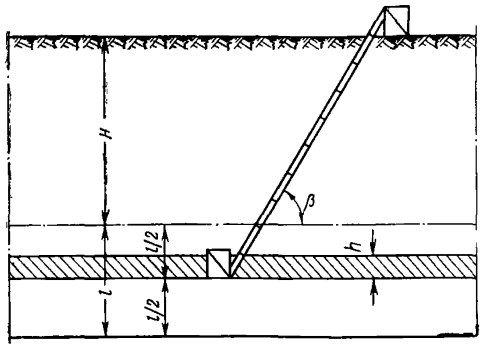


Рис. 93. Расчетная схема по определению границы перехода на комбинированный транспорт

Сроки подготовки нижележащей группы уступов должны быть меньше времени отработки вышележащей группы уступов.

Общее время подготовки

$$T_{\text{п}} = T_{\text{гор}} + T_{\text{с. м}}, \text{ лет}, \tag{214}$$

где $T_{\text{гор}}$ — время производства горноподготовительных работ, лет;

$T_{\text{с. м}}$ — время строительства и монтажа перегрузочного пункта, лет;

Кроме особенностей, связанных с подготовкой новых горизонтов, проектирование систем разработки с комбинированным транспортом обусловливает решение следующих основных задач:

определение границы перехода с автомобильного транспорта, который, как правило, применяют в верхней зоне карьера, на комбинированный;

установление оптимального шага переноса концентрационного горизонта;

выбор места расположения концентрационного горизонта в группе отрабатываемых на него уступов.

Строительство и эксплуатация карьера в первый период существования осуществляются с применением автомобильного транспорта и лишь по достижении определенной глубины карьера переходят на комбинированный вид транспорта.

Границей перехода является глубина карьера $H_{\text{п}}$, при которой стоимость транспортирования горной массы автотранспортом $C_{\text{а}}$ будет больше стоимости транспортирования комбинированным транспортом $C_{\text{к}}$.

На рис. 93 приведена расчетная схема по определению границы перехода на комбинированный вид транспорта (автомобили — на-

клонные подъемники). Исходя из этого условия, граница перехода может быть определена по выражению

$$H_{\text{п}}=\frac{\frac{100Z_{\text{к}}}{S\gamma l}+C_{\text{к}}\frac{l}{2}-C_{\text{а}}\left(\frac{l}{4}+\frac{h}{2}\right)}{C_{\text{а}}-C_{\text{к}}},\ м, \tag{215}$$

где $Z_{\text{к}}$ — стоимость дополнительных расходов, связанных с монтажом пункта перегрузки на концентрационном горизонте, руб.;

S — средневзвешенная площадь уступов, отрабатываемых на концентрационный горизонт, *м*;

γ — объемный вес горной массы, *т/м*^{3};

l — шаг переноса концентрационного горизонта, *м*;

h — высота уступа, *м*;

$C_{\text{к}}$ — стоимость подъема 1 *т* горной массы наклонными подъемниками на 1 *м*, коп.;

$$C_{\text{к}}=\frac{C'_{\text{к}}}{1000\sin\beta},\ коп/тм, \tag{216}$$

$C'_{\text{к}}$ — стоимость 1 *ткм* при наклонных подъемниках, *коп.*;

β — угол установки подъемника, *град*;

$C_{\text{а}}$ — стоимость подъема 1 *т* горной массы автотранспортом на 1 *м*, коп.;

$$C_{\text{а}}=\frac{C'_{\text{а}}K_{\text{тр}}}{1000\sin\alpha},\ коп/тм, \tag{217}$$

C'_a — стоимость 1 *ткм* при автотранспорте, коп.;

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

α — угол подъема автосъезда, *град*.

Затраты по транспортированию горной массы изменяются в зависимости от шага переноса концентрационного горизонта.

Затраты по доставке горной массы автотранспортом с увеличением шага переноса увеличиваются, затраты же, связанные с монтажом концентрационного горизонта, уменьшаются.

Поэтому оптимальный шаг переноса будет определяться наименьшими суммарными затратами, приходящимися на 1 *т* транспортируемой горной массы.

Изменение суммарных затрат

$$f(l)=C_{\text{а}}\frac{l}{4}+\frac{100Z_{\text{к}}}{S\gamma l}. \tag{218}$$

Исследуем на минимум:

$$\frac{df}{dl}=C_{\text{а}}-\frac{100Z_{\text{к}}}{S\gamma l}=0. \tag{219}$$

Откуда оптимальный шаг переноса

$$l=20\sqrt{\frac{Z_{\text{к}}}{C_{\text{а}}S\gamma}}\ м. \tag{220}$$

После подстановки значения $C_а$

$$l = 20\sqrt{\frac{Z_к i_р}{C'_а K_{тр} S\gamma}}, \text{ м}. \tag{221}$$

Для определения места расположения концентрационного горизонта в группе уступов можно пользоваться уравнением работы по транспортированию горной массы при расположении концентрационного горизонта на любом уступе. Его рациональное место расположения может быть определено:

при сокращающихся объемах горной массы на уступах

$$n = \frac{(1-q) - \sqrt{(1-q)^2 - q\left[\left(1+\frac{2}{3}q\right) + \frac{K_п M}{K_с + K_п}(2+q-qM)\right]}}{q}; \tag{222}$$

при постоянных объемах горной массы на уступах

$$n = \frac{K_с + K_п + 2K_п M}{2(K_с + K_п)}, \tag{223}$$

где n — порядковый номер уступа, на котором необходимо располагать концентрационный горизонт (считая сверху вниз);

q — величина относительного сокращения объемов горной массы на уступах;

$K_с$, $K_п$ — режимные коэффициенты работы автотранспорта соответственно при спуске и подъеме;

M — количество уступов, отрабатываемых на один концентрационный горизонт;

$$K_п = K_с \frac{i_п}{i_с} \alpha, \tag{224}$$

$i_п$, $i_с$ — уклон автодороги соответственно на подъеме и спуске;

α — коэффициент сравнения работы автотранспорта на подъеме и спуске при равных уклонах автодороги.

Полученные расчетные данные необходимо согласовать с технологическими требованиями.

§ 8. Системы разработки с применением ленточных конвейеров

Транспортная система разработки с применением ленточных конвейеров получила широкое распространение при разработке горизонтальных месторождений с мягкими покрывающими породами. Эта система разработки применяется для отработки всей толщи покрывающих пород и для удаления верхней части наносов при комбинированной системе, когда нижняя часть наносов удаляется во внутренние отвалы по бестранспортной или транспортно-отвальной системе.

При разработке наклонных и крутых пластов по транспортной системе с применением ленточных конвейеров разрабатывается толща мягких покрывающих пород, транспортируемых во внешние отвалы.

Совершенствование способов и средств дробления полускальных и скальных пород позволит применять транспортную систему с ленточными конвейерами при разработке месторождений с крепкими рудами и породами.

При разработке горизонтальных месторождений с применением ленточных конвейеров вскрышные породы отрабатываются одним или несколькими уступами с доставкой во внутренние отвалы (рис. 94).

В качестве основного оборудования для экскавации вскрыши и укладки пород во внутренние отвалы применяются многочерпаковые экскаваторы и консольные ленточные отвалообразователи.

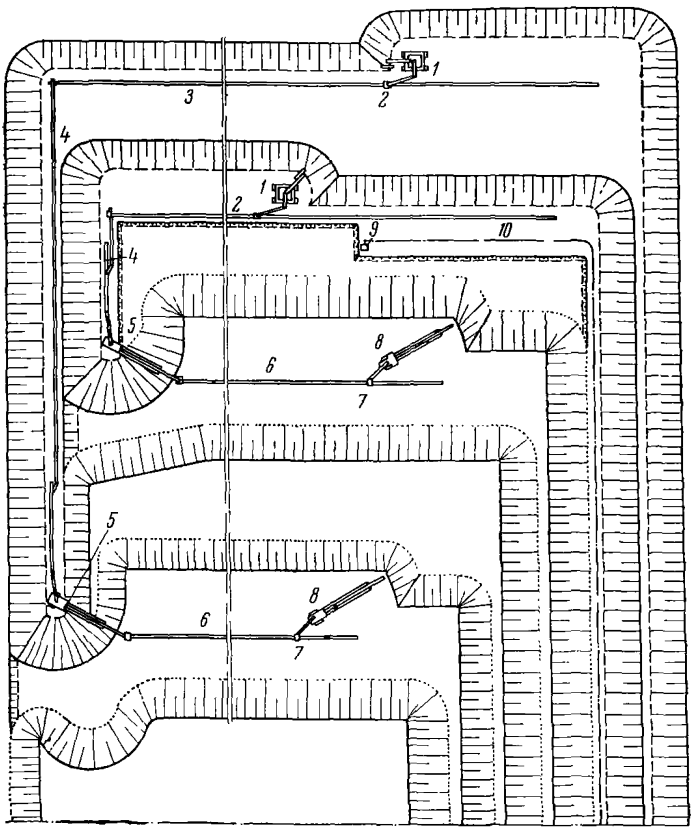


Рис. 94. Транспортная система разработки с конвейерной доставкой породы на внутренние отвалы:

1 — роторный экскаватор; *2* — загрузочный бункер; *3* — забойный конвейер; *4* — поперечный конвейер; *5* — консольный отвалообразователь-перегружатель; *6* — отвальный конвейер; *7* — тележка разгрузочная; *8* — консольный отвалообразователь; *9* — добычной экскаватор; *10* — ось транспортных коммуникаций для доставки полезного ископаемого

При проектировании по заданной производственной мощности карьера, мощности пласта полезного ископаемого и величине коэффициента вскрыши устанавливают тип и производительность горнотранспортного оборудования. Технологические параметры оборудования являются основой при определении высот вскрышных и отвальных уступов и необходимой высоты подъема породы с отметки рабочей площадки на отвальный конвейер. Отвальный уступ, как правило, отсыпается в два яруса для использования отвалообразователей с минимальными параметрами.

Для приведенной на рис. 94 транспортной системы разработки при отработке толщи покрывающих пород двумя уступами взаимосвязь отметок рабочих площадок в забое и на отвале в общем виде определяется с учетом параметров вскрышных, отвальных и добычных уступов согласно следующей системе уравнений:

$$\left.\begin{aligned} h+H_1=H_{o1}+H_{o2}-H^{в}_{o2}-h_{п2};\\ h=H_{o1}-H^{в}_{o1}-h_{п1}. \end{aligned}\right\} \qquad (225)$$

где h — мощность пласта полезного ископаемого, *м*;

H_1 — высота нижнего вскрышного уступа, *м*;

H_{o1} и H_{o2} — соответственно высоты отвалов нижнего и верхнего вскрышных уступов, *м*;

$H^{в}_{o1}$ и $H^{в}_{o2}$ — соответственно высоты верхних ярусов отвалов нижнего и верхнего вскрышных уступов, *м*;

$h_{п1}$ и $h_{п2}$ — высоты перегрузки породы с отметки рабочей площадки по вскрыше на отвальный конвейер соответственно для нижнего и верхнего уступов, *м*.

При применении однотипного выемочного и отвального оборудования на обоих уступах справедливо равенство $H^{в}_{o1}=H^{в}_{o2}=H^{в}_{o}$, а система уравнений (225) может быть преобразована так:

$$H_{o2}-H_1=h_{п2}-h_{п1}. \qquad (226)$$

Так как на практике в большинстве случаев величина $H_{o2}>H_1$, то, следовательно, $h_{п2}>h_{п1}$. В расчетах при выборе однотипных перегружателей для обоих уступов необходимо ориентироваться на величину перегрузки, равную

$$h_{п2}=H_{o1}+H_{o2}-H_1-H^{в}_{o}-h, \text{ м} \qquad (227)$$

где $H_{o1}+H_{o2}-H_1=f(H_1)$ — величина, зависящая от параметров выемочного оборудования, *м*;

$H^{в}_{o}=f(R_р)$ — величина, зависящая от типа и параметров (радиуса разгрузки) консольного отвалообразователя, *м*.

В выражении (227) высоту верхнего яруса отвала можно представить в следующем виде:

$$H^{в}_{o}=h_{п2}+\Delta h, \text{ м}, \qquad (228)$$

где Δh — превышение отвальной консоли отвалообразователя над рабочей площадкой на отвале при погрузке на конвейер, *м*.

Высоты отвалов, в зависимости от параметров вскрышных уступов, равны

$$H_{о1} = K_р C_ф H_1, \text{ м} \quad (229)$$

и

$$H_{о2} = K_р C'_ф H_2, \text{ м}, \quad (230)$$

где $K_р$ — коэффициент разрыхления пород в отвале;
$C_ф$ и $C'_ф$ — коэффициенты сокращения отвального фронта работ по сравнению с вскрышным соответственно по нижнему и верхнему уступам.

Тогда выражение (227) можно представить

$$h_{п2} = \frac{K_р (C_ф H_1 + C'_ф H_2) - H_1 - \Delta h - h}{2}, \text{ м}. \quad (231)$$

На основании полученной высоты подъема породы $h_{п2}$ выбирается тип и параметры перегружателя, в качестве которого может применяться консольный отвалообразователь или наклонный двухопорный конвейерный мост.

Поскольку при транспортной системе разработки удельный вес транспортных расходов составляет около 60—85%, второй основной задачей при проектировании системы является выбор рациональной схемы и установление оптимальных параметров конвейерного транспорта.

В настоящее время, несмотря на возможность трассирования конвейерных линий только по контурам выработанного пространства карьера, при транспортной системе разработки с внутренними отвалами известно довольно много технологических схем транспортирования вскрыши ленточными конвейерами в зависимости от количества вскрышных уступов, схемы вскрытия карьерного поля, типа и производительности выемочного, транспортного и отвального оборудования.

На рис. 95 схематично представлены различные технологические схемы отработки одного и двух вскрышных уступов по транспортной системе разработки с доставкой породы на внутренние отвалы.

Для условий отработки одного уступа возможны шесть схем, из которых первые три приемлемы при отработке карьерного поля с фланговым расположением выездной траншеи, а вторые — при отработке карьера с центральным расположением выездной траншеи. При отработке двух уступов возможны шестнадцать схем, из которых семь схем приемлемы при выездной траншее в торце карьера, а остальные девять — при центральном расположении траншеи.

Для первой группы схем (*1*, *9*, *14*, *16*) характерным является то, что забойные и отвальные конвейерные линии располагаются по всей длине фронта работ. Выемочное и транспортное оборудование располагается на одном горизонте. Производительность конвейерной линии равна или в два раза превышает производительность экскаватора. Во втором случае погрузку на одну конвейерную линию одновременно производят два экскаватора. В качестве отвального обору-

дования принимается консольный отвалообразователь с производительностью, равной производительности системы ленточных конвейеров.

Вторая группа схем (*3*, *6*, *10*, *11*, *17* и *18*) характеризуется наличием на одном транспортном горизонте вдоль забоя, в торце карьера и на отвале двух конвейерных линий, располагаемых параллельно. Для сокращения транспортных расходов забойные и отвальные конвейерные линии принимаются неодинаковой длины: одна конвейерная линия располагается по всей длине забойного и отвального фронтов работ, длина второй линии ограничивается половиной длины фронта работ. При отработке уступа фронт работ разделяется на два блока, в каждом из которых работает один экскаватор.

Третья группа схем (*12* и *19*) отличается установкой забойных конвейерных линий на каждом транспортном горизонте при одной конвейерной линии удвоенной производительности в торце карьера и на отвале. Производительность выемочного оборудования принимается равной производительности забойного конвейера.

Четвертая группа схем (*13*, *20* и *21*) отличается наличием одной конвейерной линии для отработки двух уступов. Каждый уступ отрабатывается с помощью самостоятельного выемочного оборудования.

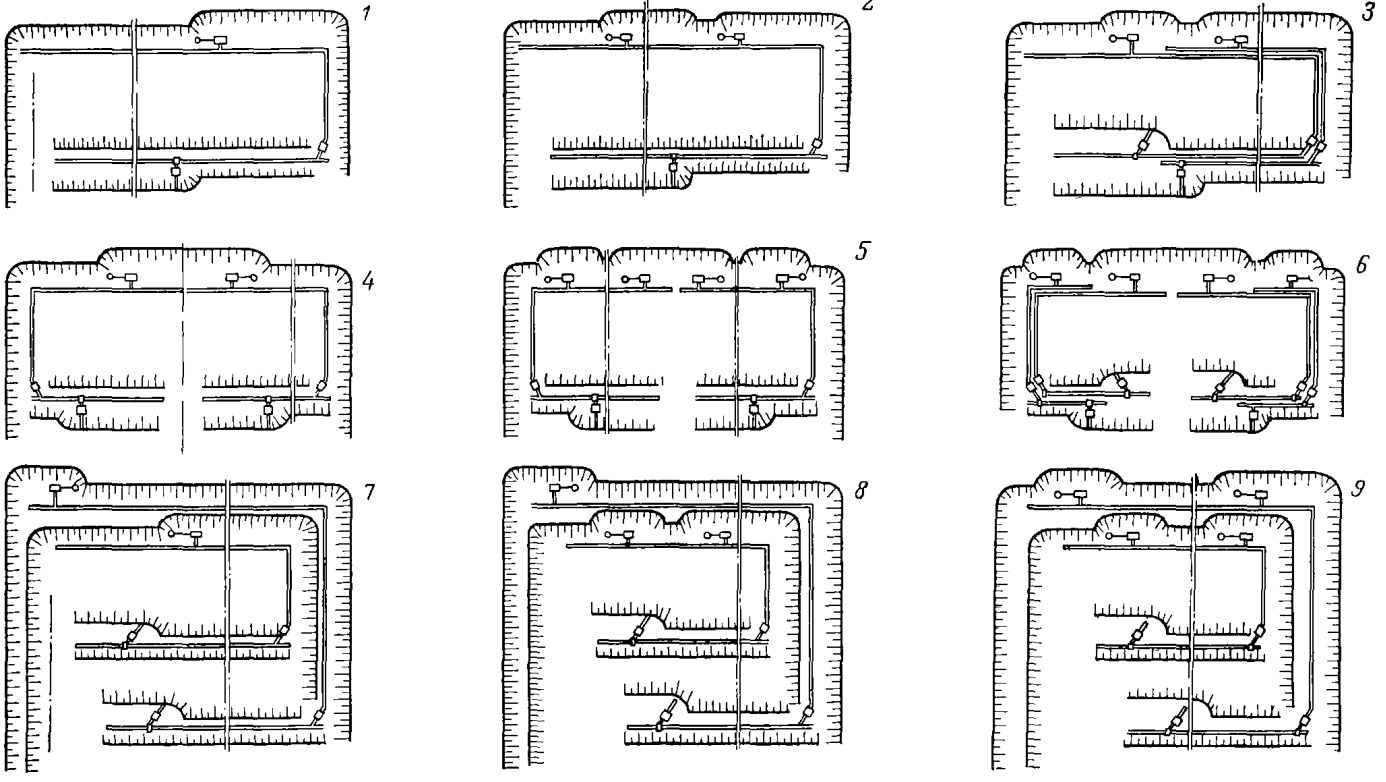
Вскрышные породы верхнего уступа поступают на забойный конвейер непосредственно от экскаватора, а от нижнего уступа погрузка вскрышных пород от экскаватора производится с помощью перегружателя на конвейер, располагаемый на кровле нижнего уступа.

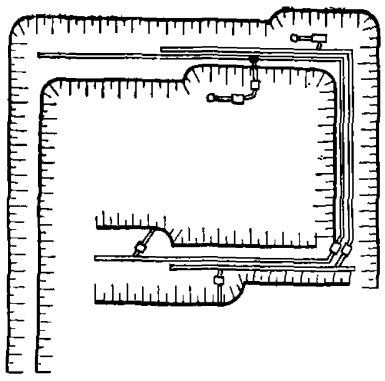
Отдельно выделяется схема (*22*), при которой для отработки каждого уступа предусматривается конвейерная линия, отличающаяся тем, что забойные конвейерные установки расположены по всей длине фронта работ, а отвалообразование пород от каждого уступа осуществляется на половине фронта работ карьера. При этой схеме высота отвала увеличивается практически вдвое по сравнению с другими схемами.

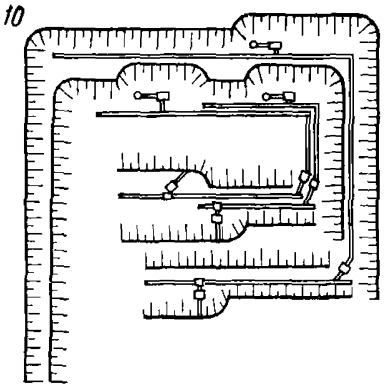
Для указанных схем транспортной системы разработки в табл. 23 приведены расчетные значения себестоимости разработки 1 $м^3$ вскрыши при применении в качестве выемочного оборудования роторного экскаватора типа ЭРШР-1600 производительностью 5000 $м^3/ч$ разрыхленной горной массы и при производительности ленточных конвейеров и отвалообразователей соответственно 5000 и 1100 $м^3/ч$.

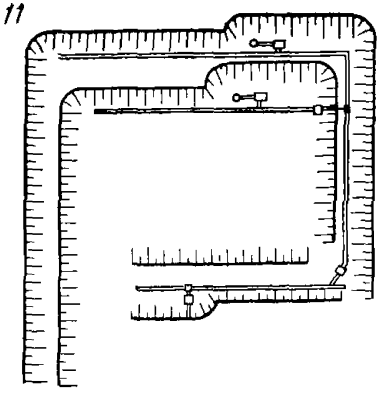
Для обеспечения максимальной экономичности применения принятой схемы транспортирования необходимо устанавливать оптимальные параметры конвейерных линий.

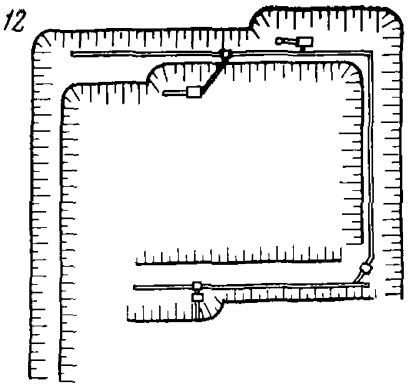
При внутреннем отвалообразовании конвейерная линия состоит из забойных, поперечных и отвальных конвейеров, суммарная длина которых определяется параметрами карьера. Поскольку фронт работ на отвале перемещается вслед за вскрышным, то длина поперечных конвейеров практически постоянна и изменяется в пределах телескопичности, необходимой для независимой работы выемочного и отвального оборудования. Таким образом, для сокращения экс-

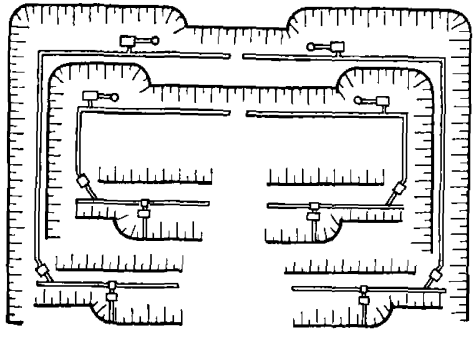

1
2
3
4
5
6
7
8
9

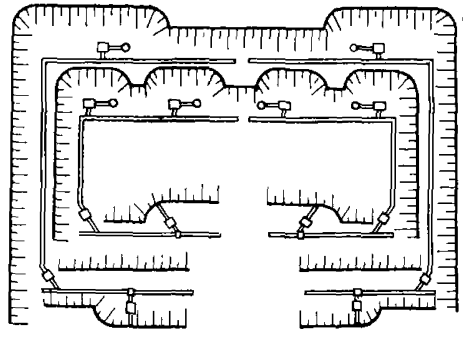

10

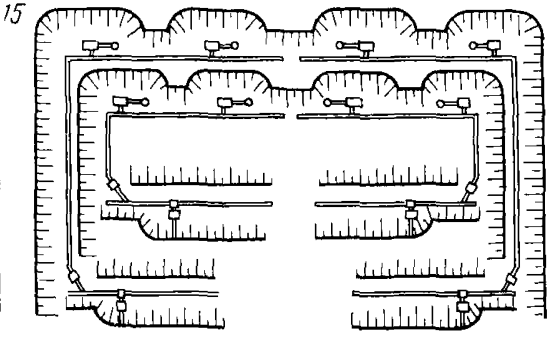

11


12


13


14


15


16

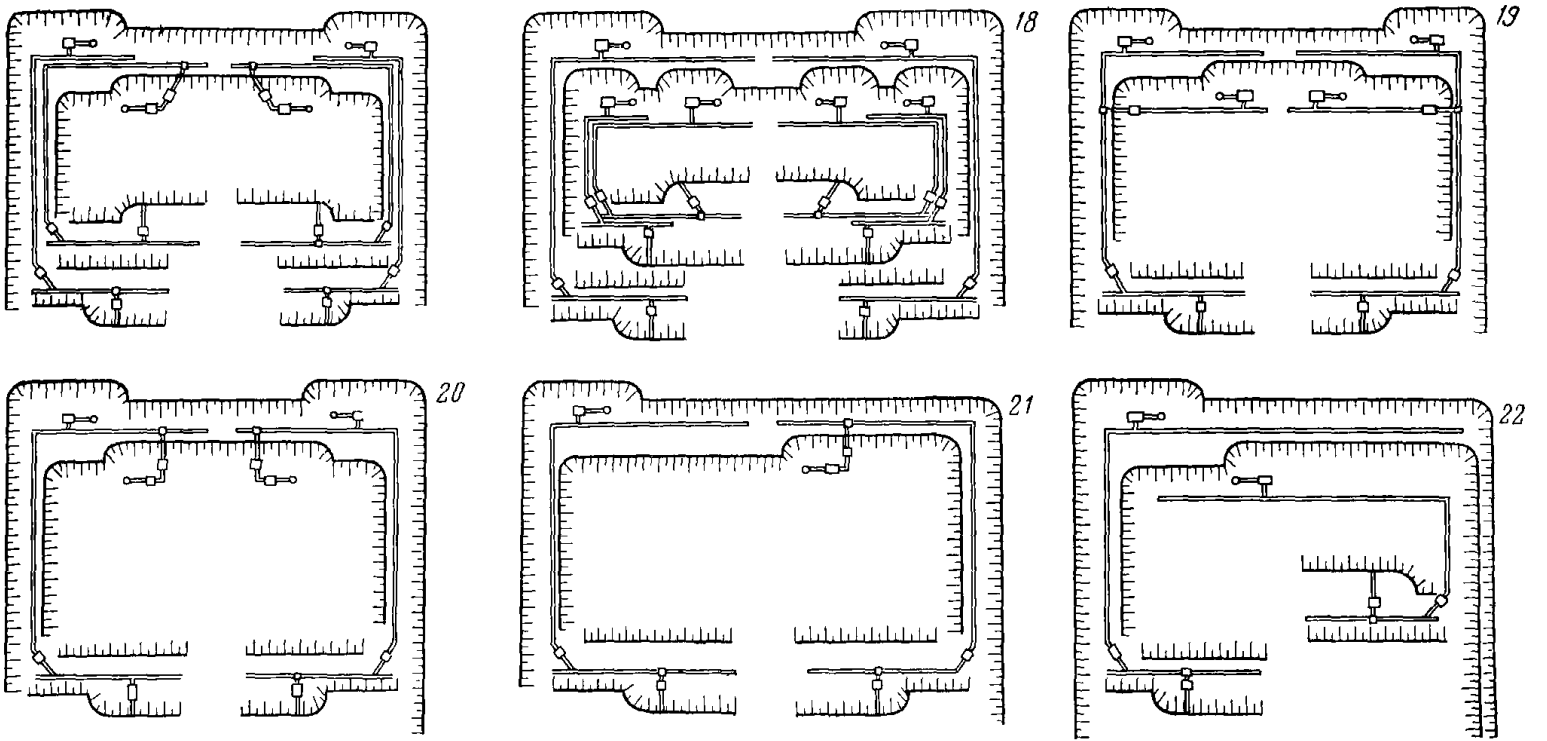


Рис. 95. Схемы транспортирования породы на внутренние отвалы:

1, 2, 3 — разработка покрывающих пород одним уступом с фланговым расположением выездной траншеи; *4, 5, 6* — то же, с центральным расположением выездной траншеи; *7—13* — разработка покрывающих пород двумя уступами с фланговым расположением выездной траншеи; *14—22* — то же, с центральным расположением выездной траншеи

Таблица 23

Себестоимость разработки 1 $м^3$ вскрыши для различных схем транспортной системы

№ схем (рис. 95)	Себестоимость разработки 1 $м^3$ вскрыши (коп.) при длине фронта работ карьера, м			
	2000	3000	4000	6000
1	18,50	22 13	26,60	35,41
2	14,83	17,68	20,80	27,00
3	16,37	19,76	22,16	28,70
4	13,96	15,97	17,90	22,25
5	12,60	14,00	16,00	18,00
6	13,00	14,32	15,58	19,00
7	19,00	23,64	28,30	37,00
8	16,18	20,50	23,70	29,30
9	15,44	18,85	22,30	28,50
10	17,74	21,27	26,00	35,30
11	17,10	20,50	23,60	30,90
12	18,20	21,50	25,20	33,40
13	16,21	19,50	23,00	29,60
14	—	17,44	19,34	23,84
15	—	15,10	17,00	20,70
16	—	14,08	16,08	19,00
17	—	17,00	18,20	22,40
18	—	14,90	16,35	20,10
19	—	16,30	18,00	21,50
20	—	14,70	16,10	19,70
21	—	18,75	20,70	25,70
22	—	19,90	24,20	30,50

плуатационных затрат на транспортирование необходимо принимать длину вскрышного и отвального фронтов минимально возможной по условиям максимального использования параметров выемочного и отвального оборудования и полного размещения вскрышных пород в отвалах.

Установлением длины забойной и отвальной конвейерных линий по размерам карьерного поля с учетом указанных выше требований не ограничиваются расчеты транспортной системы разработки. Учитывая неравномерность использования отдельных конвейерных установок вдоль вскрышного или отвального фронта работ, необходимо определить оптимальную их длину.

Степень использования каждой конвейерной установки в общей забойной или отвальной конвейерной линии зависит от количества установок и учитывается коэффициентом использования конвейерной линии

$$K_л = \frac{n+1}{2n}, \qquad (232)$$

где n — количество установок в линии при погрузке породы на линию одним экскаватором (или съем породы с конвейерной линии одним отвалообразователем).

Увеличение числа установок в конвейерной линии снижает коэффициент использования линии и эксплуатационные затраты на транспортирование. В свою очередь, при постоянной длине конвейерной линии увеличение числа установок повышает стоимость капитальных и эксплуатационных затрат на транспортирование. Следовательно, существует область оптимальных значений длины конвейерной установки в линии, при которой затраты на транспортирование будут минимальными.

Стоимость транспортирования 1 $м^3$ породы на расстояние 1 $м$ забойным или отвальным конвейером определяется по выражению

$$C = C_у + K_л C_х, \ руб/м^4, \tag{233}$$

где $C_у$ и $C_х$ — соответственно постоянные и переменные затраты $руб/м^4$. К первым относится стоимость амортизации, ко вторым — затраты на ленту, электроэнергию, материалы, текущий ремонт и заработную плату обслуживающего персонала.

В развернутом виде выражение (233) можно представить:

$$C = \frac{a}{100}\left\{\frac{d_м\,[G_1 + G_2 + P\,(l - l_1 - l_2)]}{Ql} + \frac{C_л}{Q}\right\} + \frac{L + l}{2L} C_х, \ руб/м^4, \tag{234}$$

где a — процент годовой амортизации, $d = 20\%$;

$d_м$ — стоимость 1 $т$ металлоконструкций конвейера с учетом монтажа, руб.;

G_1 и G_2 — вес соответственно приводной и натяжной станции конвейерной установки, $т$;

P — вес 1 $м$ пролетной части ленточного конвейера, $т$;

l — длина конвейерной установки, $м$;

l_1 и l_2 — длина соответственно приводной и натяжной станций, $м$;

Q — годовая производительность конвейерной линии, $м^3$;

$C_л$ — стоимость конвейерной ленты на 1 $м$ конвейерной установки, руб;

L — длина всей конвейерной линии, $м$.

Исследование выражения (234) на экстремум позволяет установить, что функция $C = f(l)$ минимальная при условии

$$l = \sqrt{\frac{a d_м L\,[G_1 + G_2 - P\,(l_1 + l_2)]}{100 Q C_х}}, \ м. \tag{235}$$

В качестве примера рассмотрим зависимость оптимальных значений длины конвейерной установки НКМЗ производительностью 5000 $м^3/ч$ разрыхленной породы от общей длины забойной или отвальной конвейерной линии.

Согласно технической характеристике конвейера $G_1 = 264{,}7$ $т$; $G_2 = 9{,}7$ $т$; $l_1 = 29$ $м$; $l_2 = 9{,}6$ $м$; $P = 0{,}29$ $т/м$, $Q = 12{,}6$ млн. $м^3/год$.

Результаты расчетов приведены ниже

Длина конвейерной линии, *м*	500	1000	1500	2000	2500	3000
Длина конвейерной установки, *м*	310	430	525	605	690	730

Основной схемой транспортирования при транспортной системе разработки является схема, состоящая из забойного, поперечного и наклонного конвейеров в карьере, магистрального на поверхности и наклонного, поперечного и отвального конвейеров на отвале.

При проектировании карьеров с применением ленточных конвейеров возникает вопрос о расчете длины фронта вскрышных и отвальных работ.

Условием наивыгоднейшей длины фронта работ по вскрыше и на отвале, очевидно, является обеспечение минимальной стоимости транспортирования 1 $м^3$ породы соответственно от забоя до поверхности и от карьера до места укладки в отвал.

Рассмотрим методику расчета стоимости транспортирования вскрыши от забоя до поверхности по схеме, приведенной на рис. 96, которая слагается из стоимости транспортирования породы по забойным $C_з$, поперечным $C_п$ и наклонным $C_н$ конвейерам.

Согласно выражению (233) стоимость транспортирования 1 $м^3$ породы забойными конвейерами можно выразить так:

$$C_з = C_у L_з + \frac{1+n}{2n} C_х L_з = C_у L_з + \frac{L_з + l_з}{2} C_х, \ руб/м^3, \qquad (236)$$

где $L_з$ — суммарная длина забойной конвейерной линии, *м*;
$l_з$ — длина одной забойной конвейерной установки, *м*.

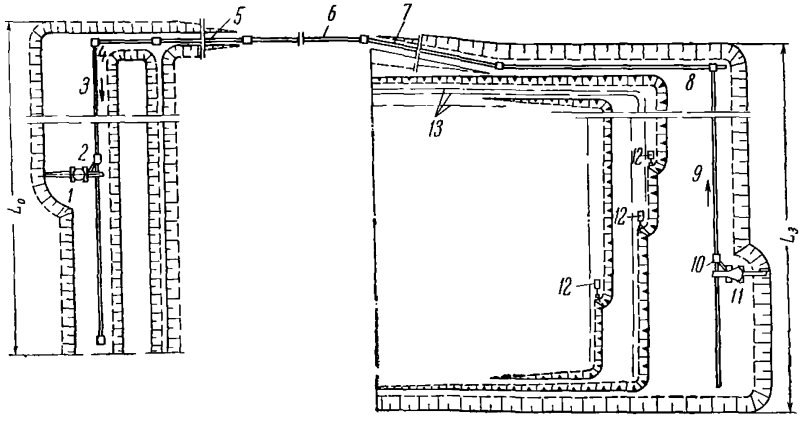


Рис. 96. Транспортная система разработки с конвейерной доставкой породы на внешние отвалы:

1 — консольный отвалообразователь; 2 — тележка разгрузочная; 3 — отвальный конвейер; 4 — передаточный (поперечный) конвейер на отвале; 5 — наклонный конвейер на отвале; 6 — магистральный конвейер; 7 — наклонный конвейер в карьере; 8 — передаточный (поперечный) конвейер в карьере; 9 — забойный конвейер; 10 — загрузочный бункер; 11 — роторный экскаватор; 12 — добычные экскаваторы; 13 — оси транспортных коммуникаций для доставки полезного ископаемого

Стоимость транспортирования поперечными конвейерами

$$C_{\text{п}} = c_{\text{п}} \frac{B}{2}, \ руб/м^3, \tag{237}$$

где $c_{\text{п}}$ — себестоимость транспортирования 1 $м^3$ породы поперечным конвейером на единицу длины ($м$), руб;

B — длина карьерного поля, $м$;

В стоимость транспортирования 1 $м^3$ породы по наклонному стационарному конвейеру входит:

стоимость амортизации собственно конвейера и погашения горно-капитальных работ по устройству наклонного съезда с поверхности до отметки вскрышного горизонта ($З$) за время отработки вскрышного горизонта длиной $L_{\text{з}}$ при мощности наносов H:

$$\frac{З}{HBL_{\text{з}}}, \text{ руб.}; \tag{238}$$

переменные затраты на транспортирование 1 $м^3$ вскрыши по наклонному конвейеру (затраты на ленту, электроэнергию, материалы, текущий ремонт и заработную плату обслуживающего персонала); $C_{\text{х}}L_{\text{н}}$, руб., где $L_{\text{н}}$ — длина наклонного конвейера, $м$.

Таким образом,

$$C_{\text{н}} = C_{\text{х}}L_{\text{н}} + \frac{З}{HBL_{\text{з}}}, \ руб/м^3. \tag{239}$$

Из выражений (236), (237) и (239) полная стоимость транспортирования 1 $м^3$ породы составит:

$$C_{\text{общ}} = C_{\text{у}}L_{\text{з}} + \frac{L_{\text{з}} + l_{\text{з}}}{2} C_{\text{х}} + c_{\text{п}} \frac{B}{2} + C_{\text{х}}L_{\text{н}} + \frac{З}{HBL_{\text{з}}}, \text{ руб.} \tag{240}$$

Исследование выражения (240) на экстремум позволяет установить, что функция $C_{\text{общ}} = f(L_{\text{з}})$ минимальная при условии

$$L_{\text{з}} = \sqrt{\frac{З}{\left(C_{\text{у}} + \frac{C_{\text{х}}}{2}\right) HB}}, \ м. \tag{241}$$

Найденная по формуле (241) длина вскрышного фронта работ отвечает условию обеспечения минимальной стоимости транспортирования 1 $м^3$ породы от забоя до поверхности.

Для определения рациональной длины отвального фронта работ также используется выражение (241). При этом в стоимость амортизации стационарного оборудования включаются затраты по магистральному и наклонному конвейерам и затраты на устройство пионерной насыпи на отвале.

После определения рациональных вскрышного и отвального фронтов работ определяются по выражению (235) оптимальные длины передвижных конвейерных установок.

§ 9. Комбинированные системы разработки

Комбинированные системы разработки применяют в тех случаях, когда большую мощность вскрышных пород из-за недостаточных размеров рабочего оборудования (экскаваторов, консольных отвалообразователей, транспортно-отвальных мостов) невозможно отрабатывать только по одной бестранспортной или транспортно-отвальной системе с непосредственной перевалкой породы в выработанное пространство карьера. Вскрышные породы, покрывающие месторождение, разбивают по вертикали на две зоны с таким расчетом, чтобы нижнюю зону можно было разрабатывать по бестранспортной или транспортно-отвальной системе, а верхнюю — по транспортной. В отдельных случаях применяют комбинированную систему разработки, состоящую из трех систем.

По комбинированной системе могут разрабатываться два или большее число вскрышных уступов.

Для определения оптимальных параметров комбинированной системы разработки ограничивают общую мощность покрывающих пород (глубину карьера), что позволяет решать поставленную задачу. С другой стороны, решение задачи ориентируется на определенное горно-транспортное оборудование.

В горнотехнических условиях разработки горизонтально или пологозалегающих месторождений при определенном горно-транспортном оборудовании возможны следующие три основных случая:

1. Вся мощность покрывающих пород полностью отрабатывается по комбинированной системе разработки в два уступа при максимальном использовании параметров оборудования

$$H_к = H_1 + H_2, \ м, \tag{242}$$

где $H_к$ — общая мощность покрывающих пород, *м*;
H_1 — высота основного (нижнего) уступа, *м*;
H_2 — высота передового (верхнего) уступа, *м*.

2. По комбинированной системе разработки в два уступа отрабатывается только часть общей мощности вскрыши:

$$H_к = H_1 + H_2 + H_3, \ м, \tag{243}$$

где H_3 — часть толщи вскрышных пород, которая не может быть отработана по комбинированной системе разработки в два уступа, *м*.

При этом часть толщи вскрышных пород H_3 должна отрабатываться введением одного или нескольких дополнительных уступов, отработку которых в зависимости от их высоты целесообразно производить с использованием горно-транспортного оборудования, подобного применяемому на первом передовом уступе.

Применение идентичного оборудования на всех вскрышных уступах благоприятно сказывается на показателях работы предприятия. Однако в некоторых случаях, когда параметры первого и второго

передовых уступов резко отличаются, может оказаться более целесообразным использование оборудования другого типа.

3. Параметры оборудования позволяют отрабатывать по комбинированной системе разработки в два уступа толщу вскрышных пород, превышающую мощность вскрыши на данном месторождении:

$$H_к < H_1 + H_2, \text{ м}. \tag{244}$$

В этом случае возможны два варианта:

высота основного уступа принимается равной расчетной, а передовым уступом отрабатывается оставшаяся толща вскрышных пород;

высоты основного и передового уступов принимаются такими, чтобы

$$H_к = H_1 + H_2. \tag{245}$$

При первом варианте бóльшая часть вскрыши отрабатывается по наиболее экономичной транспортно-отвальной или бестранспортной системе разработки. Здесь для обеспечения равномерного подвигания фронта работ на обоих уступах и достижения хороших технико-экономических показателей целесообразно принимать такие типоразмеры горно-транспортного оборудования, производительность которого будет соответствовать необходимому годовому объему работ на этом уступе. В случае невозможности удовлетворения этому условию может оказаться целесообразным второй вариант. Окончательное уточнение эффективности этих вариантов должно производиться при конкретном проектировании на основании технико-экономического сравнения с учетом особенностей месторождения и специфичности системы разработки.

Общее выражение по определению стоимости разработки 1 $м^3$ вскрыши для различных случаев комбинированной системы разработки может быть представлено в следующем виде:

$$C = \frac{V_1C_1 + V_2C_2 + \ldots + V_nC_n}{V_1 + V_2 + \ldots + V_n}, \text{ коп.}, \tag{246}$$

где C_1, C_2 и C_n — стоимость разработки 1 $м^3$ вскрыши соответственно на основном, первом и n-м передовых уступах, коп.;

V_1, V_2, V_n — объемы вскрышных работ соответственно на основном, первом и n-м передовых уступах, $м^3$.

Эффективность применения комбинированной системы разработки зависит от соответствия принимаемых параметров системы горно-геологическим условиям месторождения.

При проектировании комбинированных систем разработки, как и других систем, необходимо учитывать не только геометрическое соотношение элементов разработки и их соответствие технологическим параметрам оборудования, но и физико-механическую характеристику пород, а также комплекс горногеологических факторов.

На современных карьерах широко применяются следующие комбинации систем открытой разработки:

транспортно-отвальной с транспортной;

бестранспортной с транспортной;

бестранспортной с транспортно-отвальной.

1. Комбинация транспортно-отвальной системы разработки с транспортной

При этой системе открытой разработки месторождений нижний уступ отрабатывают многочерпаковым (цепным или роторным) экскаватором в сочетании с консольным отвалообразователем или транспортно-отвальным мостом, а передовой уступ (или несколько передовых уступов) — по транспортной системе. В качестве транспортных средств может быть использован железнодорожный, автомобильный или конвейерный транспорт, реже — колесные скреперы.

Наиболее характерной технологической схемой указанной комбинации систем разработки является схема, предусматривающая применение комплексов машин непрерывного действия.

По этой схеме отработка основного (нижнего) вскрышного уступа производится по транспортно-отвальной системе разработки, а передового (верхнего) по транспортной — однотипными комплексами машин (рис. 97). Такая комбинированная система разработки

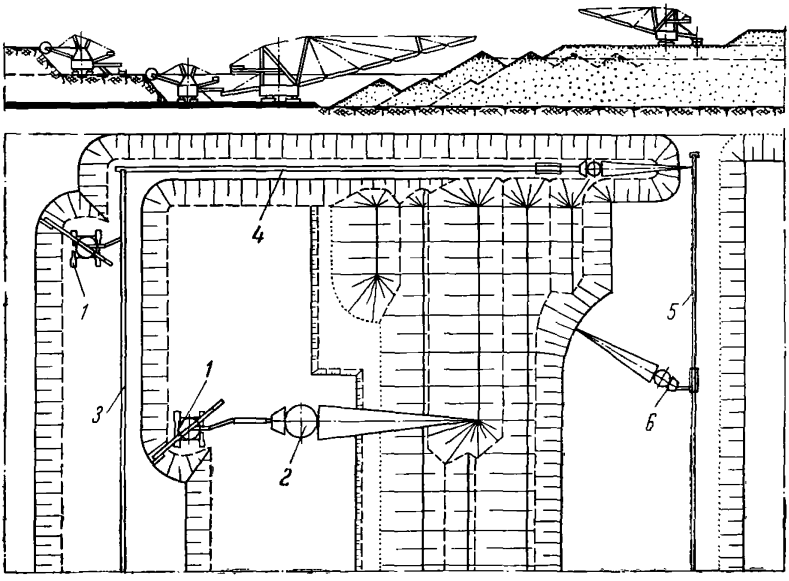


Рис. 97. Комбинированная система разработки:

1 — роторный экскаватор ЭРШР-1600; *2* — отвалообразователь ОШР-5000/185; *3* — забойный конвейер; *4* — поперечный конвейер; *5* — отвальный конвейер; *6* — отвалообразователь ОШР-5000/95

является наиболее эффективной и перспективной для разработки месторождений с мягкими покрывающими породами при горизонтальном или слабонаклонном залегании пласта полезного ископаемого.

Другой типичной технологической схемой комбинированной системы разработки является система разработки, когда основной вскрышной уступ отрабатывается по транспортно-отвальной системе разработки с применением транспортно-отвальных мостов в сочетании с роторным (Шевченковский карьер) или цепным экскаваторами, а передовой вскрышной уступ — с применением транспортного комплекса машин непрерывного действия или одноковшовыми экскаваторами со средствами колесного транспорта (рис. 98).

2. Комбинация бестранспортной и транспортной систем разработки

Указанная комбинация включает частичную перевалку вскрыши во внутренние отвалы и частичную транспортировку ее во внешние или внутренние отвалы.

Применение перевалки вскрышных пород на нижнем уступе позволяет сократить транспортные коммуникации и повысить экономичность разработки в целом.

Высота нижнего уступа определяется в соответствии с принятой технологической схемой бестранспортной системы разработки и параметрами экскаваторов.

Передовой уступ (иногда несколько уступов) можно разрабатывать по транспортной системе с применением различного горно-транспортного оборудования.

Система разработки с перевозкой вскрышных пород на внутренние отвалы применима при горизонтальных и пологих залежах, разрабатываемых сразу на полную мощность.

Карьерные пути от забоев до отвалов стремятся иметь минимальной длины без существенных подъемов, что обеспечивает высокую экономичность транспортных операций и системы разработки в целом. На стационарных участках внутрикарьерных путей допустимы уклоны и подъемы до $8—12^0/_{00}$.

При применении мощных ленточных конвейеров вопрос профилирования значительно упрощается.

При проектировании комбинированной системы разработки с перевозкой породы во внутренние отвалы наиболее ответственным является выбор высотных отметок рабочих горизонтов на уступах и отвалах, обеспечивающих надлежащий профиль пути на всех этапах развития горных работ.

С этой целью на отвалах кроме основной нижней отсыпки применяют и верхнюю отсыпку при помощи отвалообразователей.

При применении автомобильного или железнодорожного транспорта общая схема расположения отвалов не изменяется, но автомобильный транспорт требует меньших размеров рабочих площадок и меньшей длины выездных траншей, чем железнодорожный.

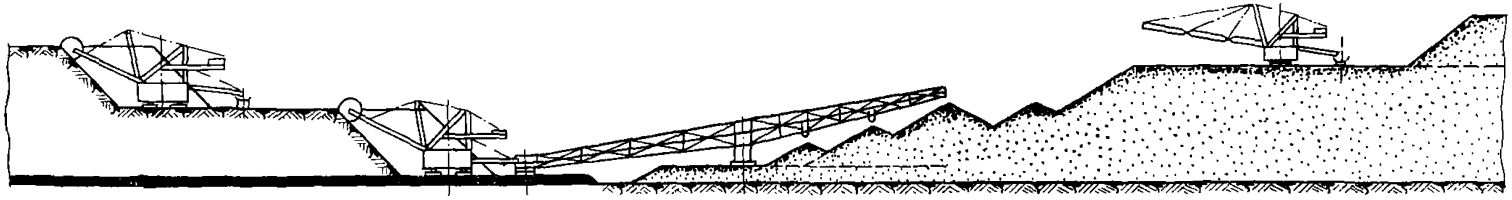


Рис. 98. Схема комбинированной системы разработки Шевченковского карьера

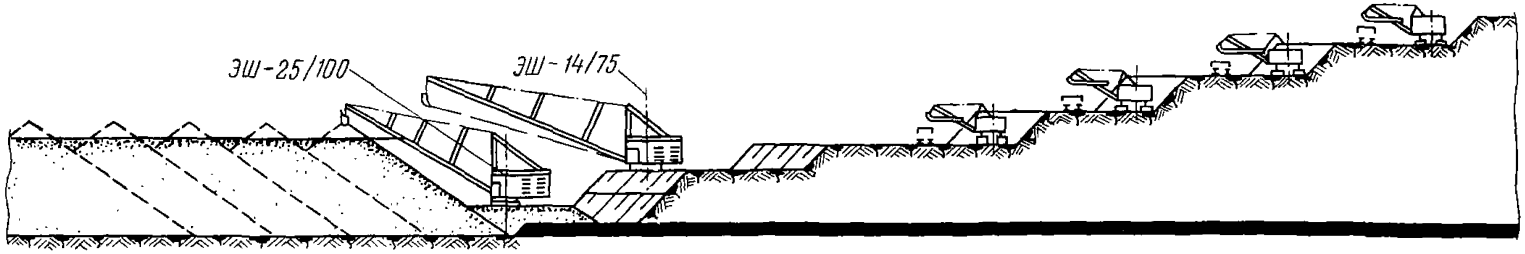


Рис. 99. Схема комбинированной системы разработки Богдановского карьера

Преимущества применения автомобильного и железнодорожного транспорта при разработке передовых вскрышных уступов с внутренним отвалообразованием:

рациональное использование площадей земли, что особенно важно при разработке месторождений в густонаселенной местности;

перевозка пород на небольшое расстояние.

Недостатки:

ограниченная область применения;

необходимость во временном внешнем отвале на период создания выработанного пространства особенно при железнодорожном транспорте; применение автотранспорта смягчает этот недостаток;

дополнительные расходы на дренирование отвалов в обводненных карьерах.

Рассматриваемая схема комбинированной системы разработки применяется на ряде карьеров. Ее применяют при разработке Богдановского карьера Приднепровского марганцевого бассейна (рис. 99).

Здесь основной вскрышной уступ отрабатывают по усложненной бестранспортной системе разработки экскаваторами ЭШ-25/100 и ЭШ-14/75. Передовые вскрышные уступы отрабатываются по транспортной системе экскаваторами ЭКГ-4 и ЭКГ-8 в сочетании с автомобильным и железнодорожным транспортом.

На Харонорском буроугольном месторождении (Читинская область) при пологом и горизонтальном залегании пластов возможно применение комбинированной системы разработки с отработкой нижнего вскрышного уступа по бестранспортной системе с применением экскаваторов ЭВГ-15 и ЭШ-14/75 или ЭВГ-6 и ЭШ-4/40 в зависимости от объема работ. На отработке передовых уступов необходимо применять экскаваторы ЭКГ-4 и ЭКГ-8 в сочетании со средствами колесного транспорта.

3. Комбинация бестранспортной и транспортно-отвальной систем разработки

Комбинированная система разработки характеризуется отработкой основного уступа по бестранспортной системе и передового вскрышного уступа по транспортно-отвальной, находит применение на некоторых карьерах.

Так, на карьерах им. Леваневского и им. 30 лет ВЛКСМ Часов-Ярского месторождения огнеупорных глин верхние два уступа разрабатываются по усложненной транспортно-отвальной системе с применением роторных экскаваторов типа РВ-1 и консольно-ленточных шагающих отвалообразователей типа ОШ-1 с частичной переэкскавацией отвалов (рис. 100).

Нижний обводненный уступ разрабатывается по бестранспортной системе с многократной переэкскавацией вскрыши в выработанное пространство экскаватором ЭШ-4/40.

Рассматриваемая комбинация систем разработки осуществлена на ряде карьеров Приднепровского марганцевого бассейна. В этом

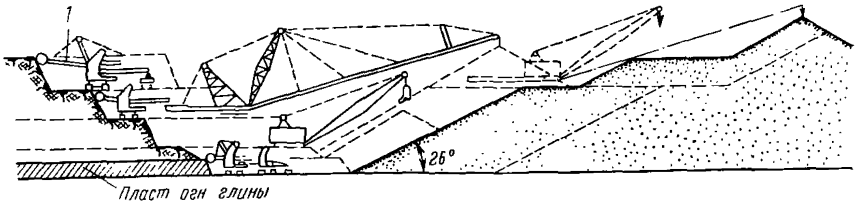


Рис. 100. Схема комбинированной системы разработки карьеров им. Леванев-ского и им. 30 лет ВЛКСМ Часов-Ярского месторождения огнеупорных глин

случае первый вскрышной уступ отрабатывается по бестранспортной системе с использованием мощных драглайнов типа ЭШ-15/90, ЭШ-20/72, а второй — при помощи транспортно-отвального комплекса машин непрерывного действия производительностью 5000 $м^3/ч$.

Сочетание бестранспортной и транспортно-отвальной систем разработки может обеспечить хорошие технико-экономические показатели.

Глава VII

Вскрытие карьерных полей

§ 1. Сущность вскрытия

Под вскрытием карьерных полей понимается создание грузотранспортных связей между горизонтами разработки и поверхностными пунктами приема карьерных грузов.

Для этого от поверхности до транспортных горизонтов карьера проводят капитальные вскрывающие горные выработки, в которых размещают транспортные коммуникации.

Способы вскрытия рабочих горизонтов классифицируются по совокупности нескольких признаков.

Многообразие способов вскрытия предопределяет сложность выбора в конкретных условиях наиболее рациональных из них. При выборе способа вскрытия карьерного поля исходят из необходимости обеспечения:

проектной производственной мощности карьера по полезному ископаемому и объемов вскрыши;

минимальных объемов горностроительных работ;

минимальных эксплуатационных расходов.

Основными требованиями, предъявляемыми к способу и схеме вскрытия, являются:

минимальные объемы горнокапитальных и вскрышных работ и сроки строительства карьеров;

наименьшие расстояния транспортирования полезного ископаемого и вскрышных пород в период эксплуатации;

простота компоновки сооружений на поверхности и возможность быстрого их возведения при расширении фронта горных работ;

соответствие способа и схемы вскрытия инженерно-геологическим и горнотехническим условиям открытых разработок.

Вскрывающие горные выработки карьера могут быть открытого типа или подземные.

Открытые горные выработки, предназначенные для транспортировки горной массы до поверхности колесными средствами, называются наклонными траншеями. Траншеи с подъемом свыше $0{,}250^0/_{00}$, по которым транспортирование карьерных грузов осуществляется специальными подъемными устройствами, называются крутыми тран-

шеями. Траншеи неполного профиля соответственно называются наклонными и крутыми полутраншеями.

Иногда рабочие горизонты карьера могут вскрываться подземными горными выработками, тоннелями, наклонными вертикальными стволами с квершлагами.

Наиболее широко на карьерах применяется вскрытие наклонными траншеями, по которым транспортирование горной массы осуществляется железнодорожным или автомобильным транспортом.

При разработке неглубоко залегающих горизонтальных и пологих месторождений в период строительства карьера вскрываются все рабочие горизонты. Поэтому в процессе эксплуатации такого месторождения производятся только вскрышные и добычные работы.

Вскрытие рабочих горизонтов на наклонных и крутопадающих месторождениях осуществляется последовательно сверху вниз по мере отработки верхних горизонтов. При этом вскрытие и подготовка новых горизонтов ведется до достижения конечной глубины карьера, т. е. практически на весь срок существования карьера.

Наклонная траншея, вскрывающая карьерное поле, может быть внешнего или внутреннего заложения, т. е. может располагаться за пределами контура карьерного поля или внутри его.

Вскрытие внешними капитальными траншеями обеспечивает стационарность транспортных коммуникаций, позволяет сократить сроки строительства карьера, так как систему наклонных траншей можно проводить одновременно на два-три горизонта.

С увеличением глубины вскрытия внешними траншеями объем последних возрастает в кубической зависимости. Внешние траншеи располагаются за пределами контура карьера, что приводит к увеличению общего объема горных работ в карьере и ограничивает область применения внешних траншей по глубине. При внутреннем заложении наклонных траншей их объем является частью вскрыши, поэтому таких жестких ограничений для применения внутренних траншей нет.

Ориентировочно целесообразная глубина заложения внешних траншей может быть установлена из выражения

$$H_{\text{г}} = \sqrt{\frac{h^2}{4} + \frac{b}{2} h \operatorname{tg} \alpha} + \frac{h}{2}, \text{ м}, \tag{247}$$

где h — высота уступа, *м*;

b — ширина подошвы траншеи, *м*;

α — угол наклона бортов траншеи, *град*.

Более точно определить максимальную глубину заложения внешней траншеи можно путем сопоставления приведенных затрат сравниваемых способов заложения.

Обычно внешними траншеями вскрывается не более двух-трех горизонтов.

По сроку службы вскрывающие горные выработки бывают: стационарные, т. е. служащие в течение всего срока существования



Рис. 101. Скользящий съезд

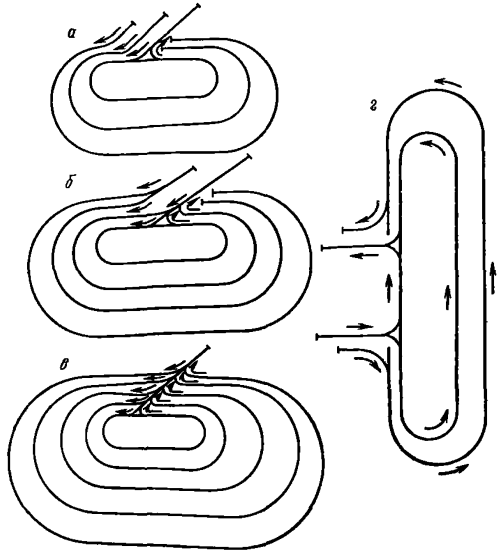


Рис. 102. Принципиальная схема вскрытия:

а — отдельными; *б* — групповыми; *в* — общими; *г* — парными траншеями при внешнем I и внутреннем II заложении траншей

карьера, полустационарные, т. е. существующие в течение определенного периода разработки, и нестационарные. Внешние капитальные траншеи, а также все подземные вскрывающие выработки являются стационарными, реже — полустационарными. Внутренние траншеи по мере развития горных работ могут непрерывно изменять свое положение в пространстве (рис. 101). Поэтому такие траншеи еще называют скользящими съездами.

Системы вскрывающих горных выработок могут быть пройдены таким образом, что каждая из них обслуживает только один рабочий горизонт (рис. 102, *а*). Такой способ называется вскрытием отдельными вскрывающими выработками.

Вскрытие отдельными внешними траншеями применяют при разработке неглубоких горизонтальных и пологих месторождений и при большом объеме транспортных работ на каждом горизонте. При этом общее число уступов в карьере не превышает 2—3.

Внутренние отдельные траншеи могут применяться на более мощных и сложно залегающих месторождениях. Объем системы внутренних отдельных траншей гораздо меньший, чем внешних. Поэтому их применение позволяет вскрывать карьерное поле на большую глубину.

При вскрытии каждой системой траншей нескольких рабочих горизонтов вскрытие называется групповым (рис. 102, *б*). Применяют этот способ на глубоких горизонтальных и пологих залежах с числом уступов до 4—6. Обычно одной системой траншей вскрываются вскрышные, а другой — добычные горизонты. Общий объем горностроительных работ при групповом вскрытии меньше, чем при вскрытии отдельными траншеями.

При осуществлении транспортной связи всех горизонтов с поверхностью с помощью одной системы траншей способ вскрытия называется общими траншеями (рис. 102, *в*). По сравнению со вскрытием отдельными и групповыми траншеями он имеет гораздо меньшие возможности по пропускной способности, но горностроительные объемы работ при этом минимальные.

По количеству транспортных выходов с каждого горизонта различают вскрытие одинарными (рис. 102, *в*) и парными (рис. 102, *г*) траншеями. Парное вскрытие применяется для того чтобы создать кольцевое движение транспорта для горизонтов с высокой производительностью по горной массе. При этом одна траншея является выездной, а другая служит для въезда груженого транспорта. Уклон выездной траншеи обычно бывает более пологий.

Парными траншеями вскрываются также рабочие горизонты с большой протяженностью фронта работ, что позволяет исключить перепробег транспортных средств. Наиболее часто этот способ вскрытия применяют при автомобильном транспорте.

Вскрытие крутыми траншеями применяется в глубоких карьерах, когда экономически выгодно для подъема горной массы использовать специальное подъемное оборудование, а также в карьерах при условии полной конвейеризации транспорта.

Применение крутых траншей в первом случае позволяет сократить стоимость подъема за счет уменьшения расстояния транспортирования. При этом горностроительные объемы также сокращаются.

Вместе с тем такой способ вскрытия усложняет организацию работ в карьере, так как при этом необходим разрыв грузопотоков и создание перегрузочных пунктов. Поэтому применение крутых траншей целесообразно для вскрытия глубоких горизонтов в карьерах большой мощности по горной массе, разрабатывающих крутопадающие месторождения.

В общем виде вскрытие такого карьерного поля может быть следующим. Верхние 2—3 уступа вскрываются системой внешних капитальных наклонных траншей. Последующие горизонты до глубины 80—120 *м* вскрываются внутренними наклонными траншеями. Все нижерасположенные рабочие горизонты, практически неограни-

ченной глубины, обслуживаются крутыми траншеями, оборудованными скиповыми или клетевыми подъемниками.

В определенных горнотехнических условиях целесообразно на больших глубинах вместо наклонных или крутых траншей переходить на вскрытие подземными горными выработками.

Конечная глубина, начиная с которой экономически выгодно применять подземные вскрывающие выработки, устанавливается по выражению

$$H_{\text{п}} = \sqrt{S_{\text{п}} \frac{C_{\text{п}}}{C_{\text{т}}} \operatorname{tg} \alpha} - \frac{b}{2} \operatorname{tg} \alpha, \ м, \qquad (248)$$

где $S_{\text{п}}$ — необходимая площадь сечения подземной выработки, $м^2$;
$C_{\text{п}}$ и $C_{\text{т}}$ — стоимость выполнения 1 $м^3$ горных работ при проведении подземной выработки и траншеи, $руб/м^3$.

Наиболее часто вскрытие карьерных полей подземными горными выработками осуществляется на месторождениях нагорного типа, так как в этих случаях трасса наклонных траншей получается очень длинной и весьма сложной по форме.

Целесообразность вскрытия карьерного поля подземными горными выработками устанавливается технико-экономическим сравнением приведенных капитальных и эксплуатационных затрат при различных вариантах вскрытия.

Важным признаком способа вскрытия является форма трассы системы вскрывающих выработок. Наиболее простая форма трасс

Таблица 24

Классификация способов вскрытия

Признаки способа вскрытия	Способы вскрытия		
	открытыми горными выработками	подземными горными выработками	комбинацией открытых и подземных выработок
Положение относительно контура карьера	Внешние, внутренние или смешанные	Внешние или смешанные	
Стационарность	Стационарные, полустационарные и скользящие	Стационарные	
Наклон	Крутые или наклонные	Горизонтальные, вертикальные, крутые или наклонные	
Обслуживающие траншеи горизонтов	Отдельные, групповые или общие	—	
Транспортные выходы с горизонта	Одинарные или парные	Одинарные или парные	
Формы трассы	Прямая, тупиковая, петлевая, спиральная, смешанная	Прямая и тупиковая	

характерна для вскрытия подземными выработками. При этом необходимо учитывать, что подземными выработками можно вскрыть только часть горизонтов карьера.

Системы капитальных траншей могут иметь весьма сложные формы трасс, определяемые конфигурацией и размерами залежи и видом применяемого на подъеме транспорта.

По указанным выше признакам классификация способов вскрытия представлена в табл. 24.

Выбранный способ вскрытия должен полностью соответствовать горнотехническим условиям разработки. Способ вскрытия находится в прямой зависимости от режима и технологии горных работ.

Поэтому выбор способа вскрытия (по всем его признакам) должен производиться в полной взаимосвязи с направлением, порядком развития и интенсивностью горных работ.

Способ вскрытия связан также со структурой комплексной механизации и технологической схемой горных работ. Наиболее характерные сочетания между ними приведены в табл. 25.

Таблица 25

Сочетание технологических схем и способов вскрытия

Технологическая схема	Способ вскрытия горизонтов	
	вскрышных	добычных
С экскаваторной перевалкой вскрыши	Бестраншейный	Парными или отдельными внешними траншеями
С консольными отвалообразователями или транспортно-отвальными мостами	То же	То же
С вывозкой вскрышных пород во внутренние отвалы	Отдельными или парными внутренними траншеями	Групповыми или отдельными внешними траншеями
С вывозкой вскрышных пород во внешние отвалы	Общими внутренними и внешними групповыми подъемными выработками	Групповыми траншеями
С вывозкой вскрышных пород во внешние и внутренние отвалы	Отдельными или парными траншеями внешнего и внутреннего заложения	Отдельными или групповыми траншеями внешнего заложения
Комбинированная с частичной перевозкой породы	Бестраншейный и отдельными внутренними или внешними траншеями	Отдельными внешними траншеями
Комбинированная с частичной перевалкой породы	Отдельными или групповыми внешними траншеями и бестраншейный	Групповыми или отдельными внешними и внутренними траншеями

§ 2. Грузооборот карьера и пропускная способность вскрывающих горных выработок

Так как вскрытие карьерного поля производится для транспортирования карьерных грузов до поверхности, то способ вскрытия должен соответствовать интенсивности грузотранспортных операций в карьере и общему объему перевозок.

Интенсивность транспортных работ в карьере характеризуется *грузооборотом карьера*, т. е. суммарным количеством грузов (в основном вскрыши и полезного ископаемого), перемещаемых в единицу времени (час, смену, сутки, год).

Карьерные грузы могут перемещаться в одном или разных направлениях. Направление, по которому относительно устойчиво во времени и по объему перевозок перемещаются карьерные грузы, называется грузопотоком.

Грузопотоки формируются на транспортных горизонтах. Погоризонтные грузопотоки сливаются в общекарьерные грузопотоки. Наиболее загруженными являются транспортные коммуникации во вскрывающих горных выработках, так как они пропускают всю массу карьерных грузов. Грузопотоки на выходе из карьера могут быть сосредоточенными (когда все основные грузы перемещаются по одним транспортным коммуникациям) и рассредоточенными (при перемещении каждого вида груза по своим транспортным путям). Обычно стремятся иметь минимальное количество грузопотоков. Тем не менее, в отдельных случаях целесообразно и экономически выгодно наличие нескольких общекарьерных грузопотоков. Наиболее часто разделяются грузопотоки полезного ископаемого и вскрышных пород (рис. 103), поскольку они направляются в разные пункты доставки (потребителю и в отвал).

Грузопотоки также разделяют при больших грузооборотах карьера, когда транспортные коммуникации в одном направлении не справляются с перевозкой всего объема карьерных грузов, либо при значительных размерах карьерного поля, чтобы сократить длину транспортных коммуникаций и перепробег транспортных средств, а также при необходимости перемещения вскрыши на несколько отвалов или полезного ископаемого в разные пункты.

Транспортные пути карьера в пределах каждого участка (а соответственно и по вскрывающей выработке) могут пропустить за единицу времени лишь определенное число груженых и порожних транспортных средств.

Пропускная способность однопутевого железнодорожного перегона

$$N_1 = \frac{60T}{t_1 + t_2 + 2\tau}, \text{ пар/сутки} \qquad (249)$$

где T — продолжительность работы транспорта в сутки (21—22 *ч*);

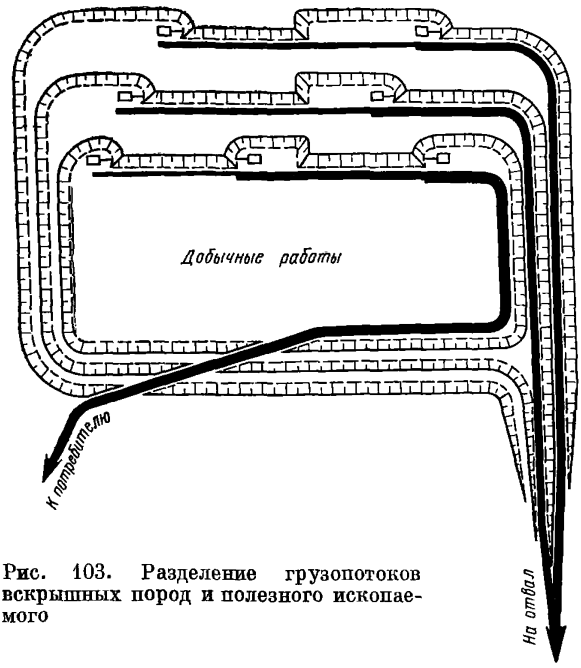


Рис. 103. Разделение грузопотоков вскрышных пород и полезного ископаемого

$t_1 = \frac{60L}{v_1}$ — время движения груженого поезда по перегону длиной L со средней скоростью v_1, *мин*;

$t_2 = \frac{60L}{v_2}$ — время движения порожнякового поезда по перегону длиной L со средней скоростью v_2, *мин*;

τ — время, расходуемое на сношения при обмене поездов на раздельном пункте, *мин* (табл. 26).

Таблица 26

Время, расходуемое на сношения при обмене поездов

Вид связи	Время на сношения (*мин*) при	
	однопутевой трассе	двухпутевой трассе
Телефонная с выдачей путевок на локомотив . . .	4—5	3—4
Электрожезловая	3—4	—
Полуавтоматическая блокировка	2—3	1—2
Автоматическая блокировка	1—2	0

Для двухпутевых перегонов пропускная способность составляет

$$N_2 = \frac{60T}{t+\tau}, \text{ пар/сутки,} \tag{250}$$

где t — время движения груженого или порожнего поезда по перегону.

Пропускная способность автомобильной трассы определяется количеством автомашин, которые могут пройти в единицу времени через определенный пункт:

$$N_a = \frac{1000vn}{S}, \tag{251}$$

где v — скорость движения, *км/ч*;

n — число полос движения;

S — интервал между груженными автомашинами, *м*.

Пропускная способность одной полосы автодороги ограничивается интервалом между груженными машинами S, который регламентируется условиями безопасности движения, возможностью остановки машин и, следовательно, зависит от скорости движения:

$$S = a + l + tv + Cv^2, \text{ м,} \tag{252}$$

где a — расстояние между автомобилями при их остановке, *м*;

l — длина автомобиля, *м*;

tv — путь реакции, т. е. расстояние, которое пройдет автомобиль, пока водитель осознает необходимость торможения, *м*;

Cv^2 — расстояние, которое при данной скорости движения автомобиль пройдет от начала торможения до полной остановки, *м*.

Обычно в карьерных условиях при скорости движения груженых автомашин 15—20 *км/ч* интервал между машинами составляет 70—100 *м*, что соответствует интервалу времени порядка 0,005 *ч* (18 *сек*).

В отличие от железнодорожных путей на карьерных автодорогах ограничивающим является не перегон, а пункт примыкания забойной дороги к магистральной, так как безопасное расстояние между движущимися автомашинами при большой интенсивности движения (свыше 100 автомашин в час) определяется порядком вписывания в общий грузопоток отдельных грузопотоков в пунктах примыкания рабочих горизонтов к капитальной траншее. При этом наибольшая интенсивность движения соответствует пункту примыкания к капитальной траншее верхнего горизонта карьера.

На рис. 104 показаны схемы правостороннего и левостороннего примыкания верхнего горизонта к капитальной траншее. Когда основной грузопоток идет с нижележащих горизонтов, порожние и груженые машины с этих горизонтов пользуются при прохождении пункта примыкания преимуществом. Если основной грузопоток идет с примыкающего горизонта, преимущество в движении переходит к машинам этого горизонта.

Как видно из первой схемы (рис. 104, *а*), в пункте примыкания имеет место пересечение порожними самосвалами, следующими на данный горизонт, грузовой полосы дороги (точка *Б*), а также заезд на дорогу груженых самосвалов с этого горизонта (точка *В*). Последний не ограничивает пропускную способность пункта примыкания; ограничивающим моментом здесь является пересечение потоков в точке *Б*. В случае, если при подходе порожнего самосвала к точке *А* пункт *Б* занят груженым самосвалом, первый должен снизить скорость или совсем остановиться. Чтобы это не вызвало остановки всех идущих следом за ним машин, интервал следования должен обеспечивать беспрепятственное их движение. Расчеты показывают, что интервал следования в данном случае должен быть не менее 70 *м*.

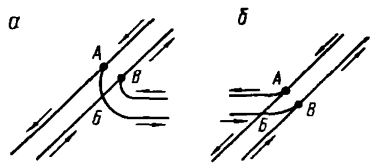


Рис. 104. Схемы примыкания автомобильных трасс

Еще менее благоприятны условия вписывания отдельного грузопотока в общий при левостороннем примыкании рабочего горизонта в капитальной траншее (рис. 104, *б*). Здесь последовательно осуществляется пересечение груженными самосвалами порожняковой полосы (точка *Б*) и заезд их на грузовую полосу дороги (точка *В*). Поэтому расстояние следования в этом случае должно быть увеличено до 100 *м*.

При указанных значениях интервалов и скорости движения самосвалов максимально допустимая (по условиям безопасности вписывания грузопотоков) пропускная способность одной полосы дороги в капитальной траншее составит при правостороннем примыкании верхнего горизонта 170 машин в час, при левостороннем примыкании 120 машин в час.

При одностороннем движении порожние и груженые самосвалы перемещаются по отдельным дорогам. Вследствие этого пересечение грузопотоков отсутствует, сохраняются лишь заезды груженых самосвалов на грузовую дорогу и съезды порожних машин с порожняковой дороги. Расчетный интервал следования в этих условиях может быть принят наименьшим — 50 *м*. Тогда максимальная интенсивность движения автомашин составит 250 машин в час.

В зависимости от грузоподъемности транспортных средств изменяется количество грузов, которое может быть перевезено по карьерным путям, т. е. изменяется провозная способность путей.

Провозная способность M, исчисляемая количеством груза, которое может быть перевезено в одном направлении, определяется в общем случае из выражения

$$M=\frac{N}{f}\,nq=\frac{30\rho T}{f\,(t+\tau)}\,nq,\ m/смену, \qquad (253)$$

где f — коэффициент, учитывающий неравномерность работы транспорта ($f = 1{,}2—1{,}25$);

nq — полезный вес поезда при n вагонах в составе и грузоподъемности q вагона, $т$;

ρ — число путей ограничивающего перегона.

Под провозной способностью автодороги понимается количество груза, которое может быть перевезено по дороге в единицу времени:

$$M_а = Nq_ф,\ т/ч, \tag{254}$$

где $q_ф$ — фактическая грузоподъемность автомобиля, $т$.

В обычных карьерных условиях провозная способность одноколейного железнодорожного пути составляет до 20—30 тыс. $м^3$, двухколейного пути — 50—60 тыс. $м^3$, одной полосы автодороги — до 40—60 тыс. $т$ в сутки.

Таким образом, способ вскрытия месторождения и размеры вскрывающей выработки могут быть установлены только исходя из грузооборота карьера и возможности использования в данных конкретных условиях той или иной транспортной схемы. Окончательное решение по выбору количества грузопотоков (а соответственно и вскрывающих горных выработок) принимается на основе технико-экономического анализа.

§ 3. Продольный профиль трассы системы капитальных траншей

Трассой называется продольная ось системы капитальных траншей, определяющая план и профиль основания транспортных коммуникаций в системе вскрывающих горных выработок.

Вертикальная проекция трассы является ее продольным профилем, а горизонтальная — планом трассы.

Основными параметрами, характеризующими продольный профиль каждой капитальной траншеи, являются глубина заложения и величина уклона (подъема).

Максимально допустимый в данных условиях разработки (при принятом виде транспорта, типе транспортных средств и их грузоподъемности) подъем называется руководящим $i_р$.

Величина руководящего подъема имеет весьма важное значение для экономики и организации открытых горных работ. Уменьшение руководящего подъема приводит к увеличению общего объема горностроительных работ, но одновременно позволяет повысить эффективность использования транспортных средств.

Величина руководящего подъема для автомобильного транспорта из условия обеспечения заданного грузооборота карьера определяется из выражения

$$i_{р.\,а} = \frac{270N\eta}{K_{т.\,а}W_а S} - \omega_{о.\,а},\ {}^0/_{00}, \tag{255}$$

где N — мощность двигателя автомашины, $квт$;

η — к. п. д. передач (0,85—0,9);

$K_{т.\,а}$ — коэффициент тары автомашины;

W_a — грузооборот по данной вскрывающей выработке, *т/смену*;
S — расстояние между автомашинами, *м*;
$\omega_{o,a}$ — основное сопротивление движению автомашины, *кГ/т*.

Распространенные на практике величины руководящих подъемов и уклонов вскрывающих горных выработок в зависимости от вида транспорта приведены в табл. 27.

Таблица 27

Величины подъемов (уклонов) вскрывающих горных выработок

Вид транспорта	Подъем, ‰	Уклон, ‰
Железнодорожный с электровозной тягой	0,025—0,040	0,025—0,060
Железнодорожный с моторвагонами	0,060—0,110	0,080—0,120
Автомобильный	0,060—0,080	0,080—0,120
Троллейвозный	0,060—0,100	0,080—0,120
Ленточный конвейер	0,250—0,330	0,250—0,330
Клетевой подъемник	0,250—0,500	0,250—0,500
Скиповой подъемник	0,500—1,000	0,500—1,00

В общей системе капитальные траншеи могут примыкать одна к другой непосредственно без площадок (рис. 105, *а*), на площадках со смягченным уклоном (рис. 105, *б*) и на горизонтальных площадках (рис. 105, *в*).

В зависимости от вида примыкания изменяются условия работы транспорта и общая длина трассы системы капитальных траншей.

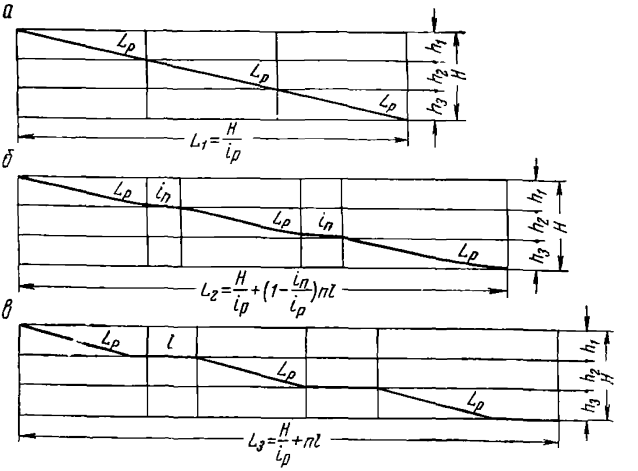


Рис. 105. Схемы примыкания забойных (соединительных) путей к путям капитальных траншей:

а — на руководящем подъеме; *б* — на смягченном подъеме; *в* — на горизонтальных площадках

Теоретическая длина трассы траншеи определяется разностью высотных отметок начала и конца трассы и величиной руководящего уклона (подъема) основания траншеи:

$$L_т = \frac{h}{i_р}, \text{ м}, \tag{256}$$

где h — высота уступа, *м*.

Трасса системы капитальных траншей длиннее суммы трасс всех входящих в систему траншей на длину площадок примыкания:

$$\Delta L = n_п l_п \left(1 - \frac{i_п}{i_р}\right), \text{ м}, \tag{257}$$

где ΔL — прирост длины трассы системы траншей, *м*;
$n_п$ — число участков примыкания;
$l_п$ — длина каждой площадки примыкания, *м*;
$i_п$ и $i_р$ — уклоны (подъемы) смягченный и руководящий, $^0/_{00}$.

Отношение действительной длины трассы к теоретической называется коэффициентом удлинения трассы.

Ориентировочные значения коэффициента удлинения трассы.

Система траншей	Коэффициент удлинения трассы
Внешние	1,1—1,2
Внутренние с примыканием на смягченном уклоне	1,2—1,3
Внутренние с примыканием на площадках	1,4—1,6

§ 4. План трассы системы наклонных траншей

Форма трассы в плане устанавливается в соответствии с размерами карьерного поля, конечной глубиной карьера, руководящим подъемом и элементами профиля.

В плане различают формы трасс: прямую, тупиковую, петлевую, спиральную и их комбинации.

Если действительная длина трассы L не превосходит протяженности карьера по простиранию $П$, то трасса может полностью разместиться на одном горизонте карьера и форма ее будет простой. Это условие, представляемое в виде

$$L_{тр} = K \frac{H}{i_р} \leqslant П, \tag{258}$$

имеет место при благоприятном соотношении протяженности карьерного поля $П$ и глубины карьера H при данной величине руководящего подъема $i_р$ и коэффициенте удлинения трассы K.

Однако более часты случаи, когда длина трассы превышает длину карьера по простиранию:

$$L_{тр} = K \frac{H}{i_р} > П. \tag{259}$$

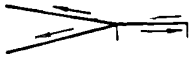


Рис. 106. Тупиковое соединение трасс

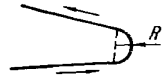


Рис. 107. Петлевая трасса

При этом имеют место следующие два случая размещения трассы:

1. Трассу оставляют на одном борту карьера, меняя ее направление с прямого на обратное столько раз P_1, сколько это необходимо для ее размещения, т. е.

$$K\frac{H}{i_p}=P_1П. \tag{260}$$

Отдельные отрезки трассы одного направления соединяются при этом посредством тупиков или потерь малого радиуса.

Тупиковое соединение (рис. 106) обычно применяется при железнодорожном транспорте, а петлевое — при автотранспорте (рис. 107).

Размещение всей трассы на одном, обычно лежачем, борту карьера в горнотехническом отношении является благоприятным. Оно допускает отработку месторождения в одном направлении — от лежащего бока к висячему при параллельном подвигании фронта. Однако наличие тупиковых участков резко снижает провозную способность трассы. В тупиках происходит перемена направления движения поезда. Скорость движения при этом незначительна, организация движения — сложная. Поэтому тупиковых соединений избегают, особенно на верхних горизонтах карьера. Петлевое соединение при железнодорожном транспорте возможно при благоприятной конфигурации месторождения, так как для размещения железнодорожной петли необходимы площадки или пологий косогор шириной не менее двух радиусов кривых (не менее 160—220 *м*); при автотранспорте достаточна площадка шириной 30—60 *м*. Площадки для размещения петли обычно создают искусственно на борту карьера в полувыемках на полунасыпях или в полувыемках — полунасыпях (комбинированно).

2. Трассу переводят с одного борта на другой столько раз, сколько необходимо для ее полного размещения на соответствующих горизонтах бортов при протяженности их периметра $П$, т. е.

$$K\frac{H}{i_p}=P_2П. \tag{261}$$

В этом случае трасса как бы опоясывает карьер спирально один или несколько раз (рис. 108). Размещение спиральной трассы возможно на устойчивых бортах карьера (в скальных породах и при пологих бортах карьера в нескальных породах). Спиральная трасса также включает петли при ее переводе с лежачего борта на висячий и обратно.

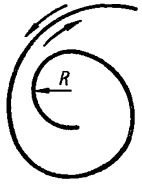


Рис. 108. Спиральная трасса

Однако петля в этом случае располагается непосредственно на торцовых бортах карьера и поэтому может иметь значительный радиус кривой; размещение петли в этом случае не вызывает затруднений, обычно не требуется специально создавать основание петли (полунасыпь, полувыемку и т. д.).

Часто внутренняя трасса является комбинированной, включая различные соединения отдельных участков, например спиральные и тупиковые. Это имеет место при меняющейся конфигурации месторождения на отдельных горизонтах.

Внутренняя трасса обычно является непосредственным продолжением внешней. Смешанная трасса назначается обычно в условиях глубоких карьеров; тогда на два или три верхних горизонта подводится внешняя трасса, один или два нижних горизонта разрабатываются с верхней погрузкой, а к средним горизонтам подводится внутренняя трасса.

Уход на глубину трассы внутренних капитальных траншей определяется средней величиной ее уклона

$$i = \frac{i_{\text{р}}}{K_{\text{у}}}, \tag{262}$$

где $K_{\text{у}}$ — коэффициент удлинения трассы.

Простую трассу применяют при разработке месторождений, имеющих значительное простирание при относительно небольшой глубине карьера; тупиковую трассу применяют при малых размерах месторождения по простиранию, особенно при крутом падении, когда размеры карьера вкрест простирания невелики.

К петлевой трассе стремятся во всех случаях вскрытия внутренними траншеями, когда для железнодорожного транспорта необходима тупиковая трасса, а для автотранспорта возможна петлевая.

Спиральную трассу применяют при железнодорожных и автомобильных перевозках в тех случаях, когда простая и петлевая трассы невозможны по условиям залегания, а тупиковая трасса не обеспечивает требуемой провозной способности. Переустройство пути при спиральной трассе является значительно более трудным, чем в других случаях. Поэтому спиральную трассу укладывают сразу в стационарное положение. Для укладки стационарной спиральной трассы необходимым условием является достаточная разведанность границ месторождения. Для размещения спирали при железнодорожных перевозках необходимы значительные размеры месторождения по простиранию и вкрест его.

§ 5. Тупиковые трассы

Тупиковые трассы внешнего, внутреннего и смешанного заложения применяются при разработке вытянутых месторождений глубокими карьерами, при разработке месторождений на косогоре, а также когда расположение вскрывающих выработок на других бортах является нецелесообразным из-за их нестационарности.

При тупиковой трассе вскрытие горизонтов производится внутренними траншеями, имеющими взаимно обратные направления. В конце каждой траншеи создаются горизонтальные тупиковые площадки примыкания, рассчитанные на размещение железнодорожного состава и необходимые для изменения направления движения.

Длина площадки примыкания в тупике (рис. 109)

$$L = l + 15 + T, \text{ м}, \qquad (263)$$

где $l + 15$ — длина поезда с учетом пути торможения, *м*;

$T = R_в \operatorname{tg} \frac{\alpha}{2}$ — проекция вертикальной сопрягающей кривой, *м*;

$R_в$ — радиус вертикальной сопрягающей кривой (2000—3000 *м*); при укладке в пределах кривой стрелочных переводов $R_в = 5000$ *м*;

α — угол поворота вертикальной кривой, $\alpha = i_1 + i_2$ (i_1 и i_2 — сопрягающие уклоны), *град*.

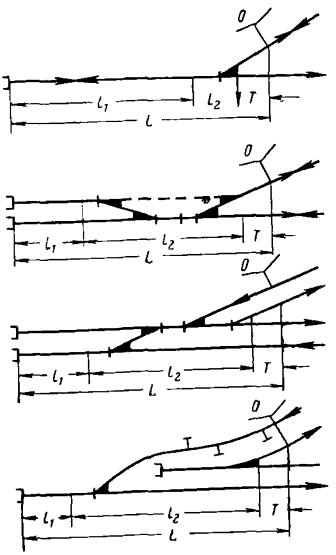


Рис. 109. Схемы к расчету площадей примыкания

Для современных железнодорожных составов необходимая длина площадки примыкания в тупике составляет 200—250 *м*.

Максимально возможная глубина вскрытия одной траншеи зависит от уклона траншеи, простирания карьерного поля и длины горизонтальных площадок и составляет

$$H_{т\,max} = (L_к + 2l_п)\, i, \qquad (264)$$

где $H_{т\,max}$ — максимальная высота уступа, *м*;

$L_к$ — длина карьерного поля, *м*;

$l_п$ — длина площадки, *м*;

i — величина уклона.

Прямые отрезки тупиковых трасс, располагаемые между двумя тупиками, в зависимости от размеров карьерного поля могут вскрывать от 1 до 4—5 уступов при одностороннем и двустороннем движении.

Ширина маневровой площадки определяется количеством укладываемых путей, габаритами подвижного состава, устойчивостью откосов уступов. При нормальной железнодорожной колее в условиях устойчивых пород ширина маневровой площадки принимается

равной 8—10 *м*, а в менее устойчивых породах увеличивается до 10—12 *м*.

Схемы путевого развития тупиков и прямых отрезков трассы взаимосвязаны с путевым развитием на рабочих уступах и определяются грузонапряженностью движения с примыкающих и нижележащих горизонтов.

Обычно при тупиковой трассе осуществляется маятниковое движение поездов (одностороннее примыкание) и тупиковая конструкция фронта работ (рис. 110, *а*, *б*). На карьерах с большим грузооборотом применяются двухпутевые трассы с двусторонним примыканием, обеспечивающие поточное движение поездов (рис. 110, *в*, *г*, *д*). Распространение при поточном движении получили три схемы путевого развития: телескопическая, с двумя трассами и со ступенчатым видом трассы (рис. 111).

Лучшие показатели по пропускной способности имеют телескопические тупики. Но их применение из-за значительной длины тупиков ведет к неудовлетворительному использованию протяженности карьерного поля и вследствие этого к увеличению общего числа тупиков на трассе. Обычно в таких условиях одним прямым отрезком трассы удается обеспечить вскрытие не более двух уступов.

Схема с двумя трассами позволяет осуществлять по независимым путям движение груженых и порожних поездов и ускорить подготовку горизонтов за счет одновременного проведения траншей в двух направлениях.

Ступенчатая трасса имеет наиболее простое путевое развитие, однако применима она только при значительной протяженности карьерного поля.

При поточных схемах движения пропускная способность двухпутевых тупиковых трасс составляет до 240—280 пар поездов в сутки. При этом годовая производственная мощность карьера по горной массе составляет 30—70 млн. *т* против 16—30 млн. *т* при однопутевых тупиковых трассах.

Дальнейшее увеличение числа путей, как правило, не приводит к увеличению пропускной способности тупиковой трассы. Простые и тупиковые трассы, располагаемые по лежачему боку залежи, обеспечивают, по сравнению с другими формами трасс, уменьшение объема горнокапитальных работ, нормальный темп углубления и более равномерный режим вкрышных работ. Затруднения в их развитии в глубину возникают только при необходимости выемки залежи со стороны висячего бока в направлении к лежачему боку (для сокращения потерь и разубоживания, обеспечения селективной выемки). В этом случае разрезная траншея на вскрытом уступе должна производиться не непосредственно от конца наклонной траншеи, пройденной на очередной горизонт, а посредством дополнительно проводимой горизонтальной соединительной траншеи (рис. 112). При этом увеличивается удельный объем проходческих работ, в середине карьерного поля через залежь прокладывается временный соединительный путь, мешающий планомерной подго-

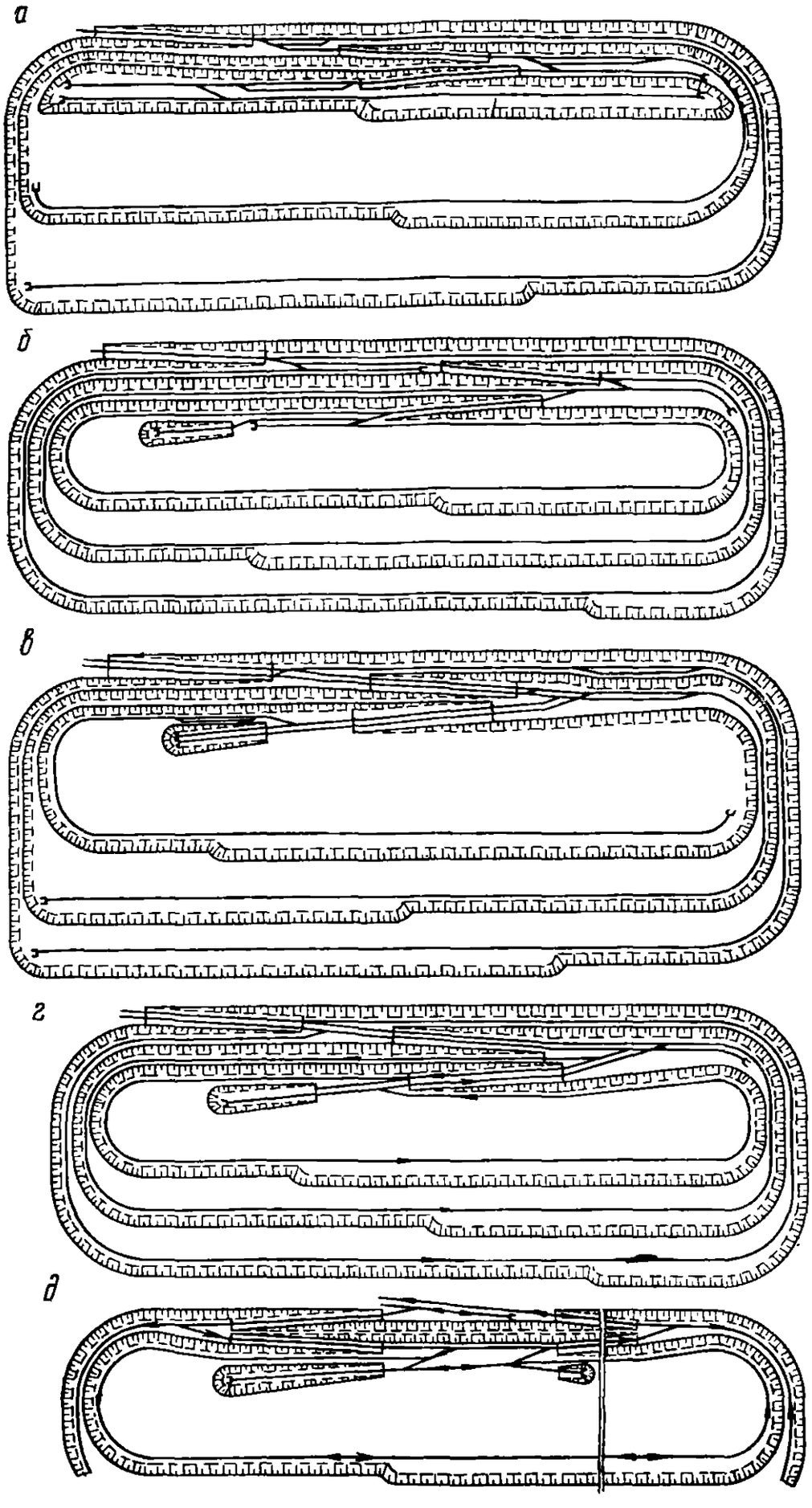


Рис. 110. Виды тупиковых трасс

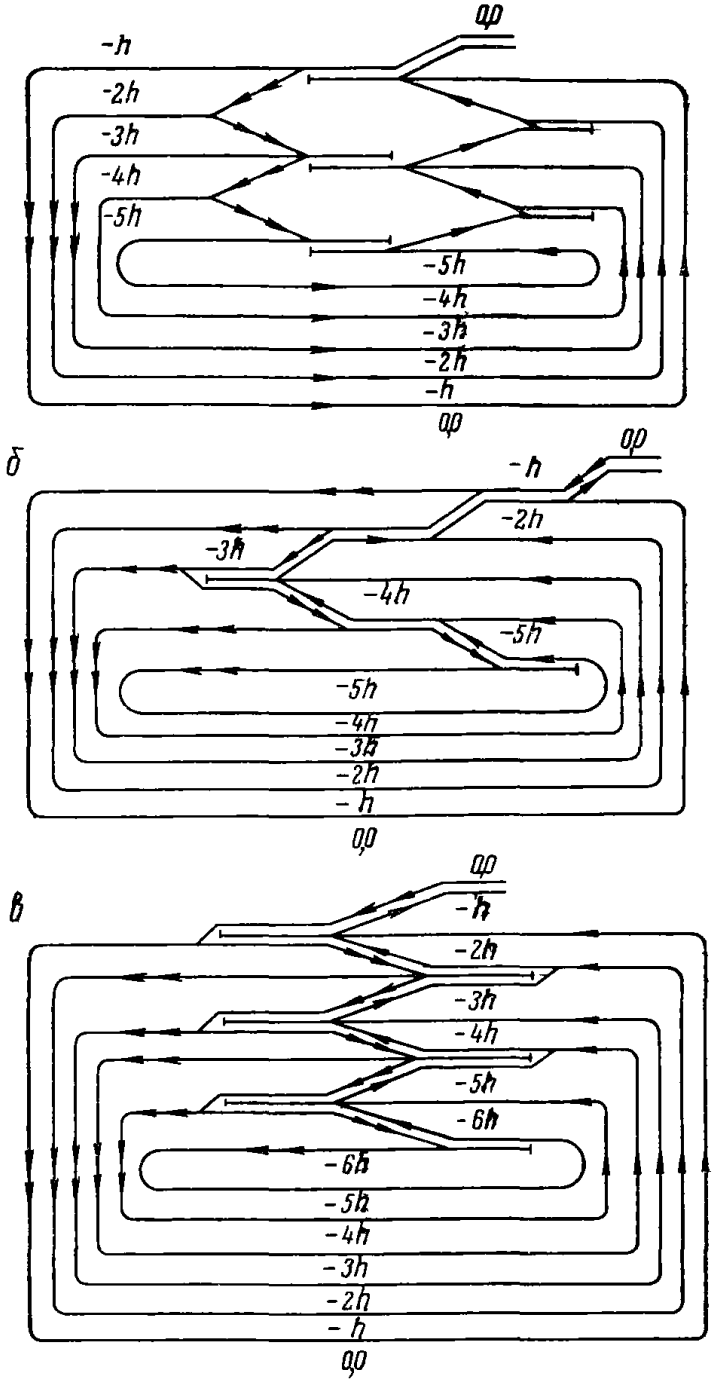


Рис. 111. Схемы путевого развития при тупиковых трассах:

а — с двумя (грузовой и порожняковой) трассами; *б* — со ступенчатым видом трассы; *в* — телескопическая схема

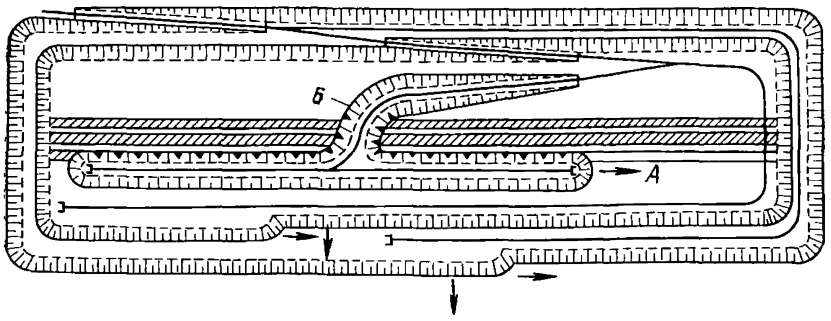


Рис. 112. Схема подготовки уступов посредством соединительной траншеи: *А* — разрезная траншея по висячему боку пласта; *Б* — соединительная траншея

товке и вскрытию очередного горизонта. Лучшее решение будет тогда, когда нижний отрезок трассы (на 1—2 уступа) принимается скользящим (рис. 113), чем обеспечивается вскрытие со стороны висячего бока и ускорение темпов углубления горных работ.

Размеры карьерных полей по простиранию, в которых возможно применение тупиковой трассы с поточным движением определяются из выражений (по Л. Г. Тымовскому):

телескопическая схема (рис. 111, *а*)

$$L_к = 2\,(H - 1{,}5h)\,\mathrm{ctg}\,\beta + \frac{h}{i} + 920,\ м; \qquad (265)$$

с двумя съездами (рис. 111, *б*)

$$L_к = 2\,(H - h)\,\mathrm{ctg}\,\beta + h\left(\frac{1}{i_1} + \frac{1}{i_2}\right) + 825,\ м; \qquad (266)$$

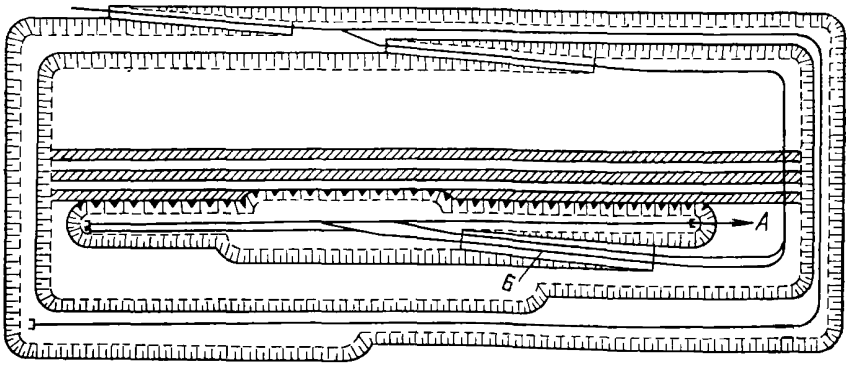


Рис. 113. Схема подготовки уступа при вскрытии его скользящим съездом: *А*—разрезная траншея; *Б* — скользящий съезд

со ступенчатыми съездами (рис. 111, *в*)

$$L_к = 8h \operatorname{ctg} \beta + \frac{2h}{i} + 920, \ м, \tag{267}$$

где H — разность отметок начала и конца тупиковой трассы, *м*;
h — разность отметок между транспортными горизонтами, *м*;
β — средний угол откоса торцовых бортов карьера;
i, i_1, i_2 — руководящий подъем трассы.

При меньшей длине карьерных полей для устройства тупиковых заездов необходимы дополнительные породные работы за пределами проектного контура карьера.

§ 6. Петлевая форма трассы

Вскрытие с использованием петлевых трасс является логическим развитием вскрытия с тупиковыми трассами при замене рельсового транспорта автомобильным.

Петлевое соединение позволяет сохранить пропускную способность трассы и непрерывность движения транспортных средств независимо от изменения ее направления. Необходимым условием применения петлевого соединения является создание поворотной площадки с радиусом 16—30 *м* при автомобильном транспорте и 120—200 *м* при железнодорожном транспорте. Поэтому при железнодорожном транспорте петлевые соединения устраиваются лишь в отдельных случаях при наиболее благоприятной конфигурации залежи.

При устройстве петли на естественном косогоре или на борту карьера возможны следующие их конструкции: 1) петля укладывается полностью на площадке, создаваемой в выемке; 2) петля укладывается полностью на площадке, создаваемой за счет насыпи; 3) петля укладывается частично в полувыемке, частично по полунасыпи (рис. 114).

Объемы горных работ по сооружению выемки или насыпи приближенно рассчитываются по формулам, имеющим вид:
для полувыемки

$$V = \frac{2}{3} \psi R^3 K_в \lambda; \tag{268}$$

для полунасыпи

$$V = \frac{2}{3} \psi_1 R^3 K_н \lambda. \tag{269}$$

Величины ψ и ψ_1 определяются из выражений:

$$\psi = \frac{\sin \alpha \sin \gamma}{\sin (\alpha - \gamma)}; \quad \psi_1 = \frac{\sin \omega \sin \gamma}{\sin (\omega - \gamma)}, \tag{270}$$

где γ — угол откоса борта карьера или косогора, на котором сооружается петля;
α — угол откоса борта выемки;
ω — угол откоса насыпи.

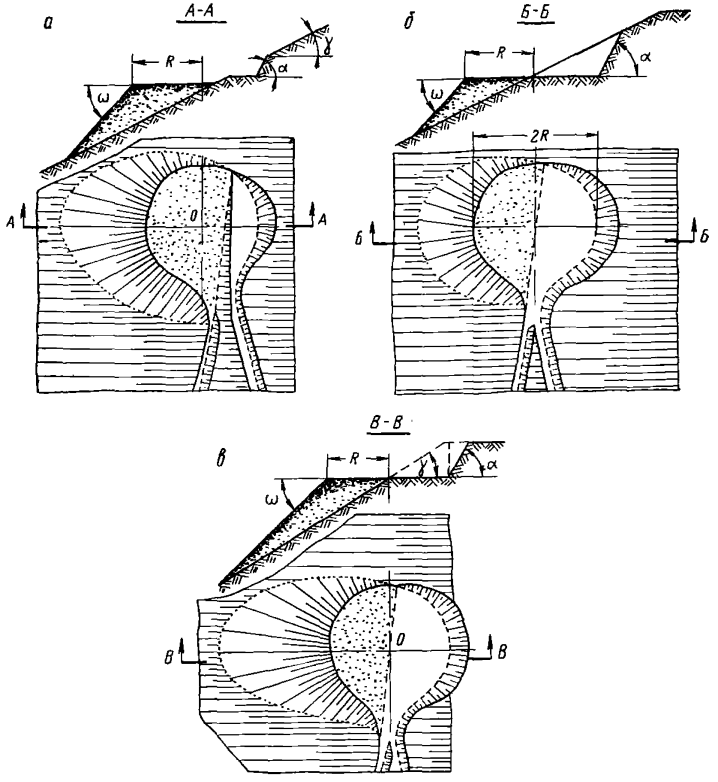


Рис. 114. Конструкция выемок при сооружении петли:

а— конструкция площадок под петлевое соединение; *б* — конструкция петли при равной ширине полувыемки и полунасыпи; *в* — то же, при выходе полувыемки на поверхность

Коэффициент λ учитывает торцовые участки полувыемок или полунасыпи, он принимается следующим:

Угол откоса выемки или насыпи, *град*	90—75	75—60	60—45	45—30	Менее 30
Коэффициент λ	1,02	1,08	1,13	1,18	1,22

Коэффициенты $K_в$ и $K_н$ учитывают центральный угол, охватываемый полувыемкой или полунасыпью. Величина $K_в$ принимается по данным табл. 28.

Если полувыемка выходит на поверхность, а полунасыпь имеет подошву на горизонтальной площадке, то расчеты производятся по выражениям:

для полувыемки

$$V = \lambda HR\left(K'_в R - K''_в \frac{H}{2\psi}\right); \qquad (271)$$

для полунасыпи

$$V = \lambda HR\left(K'_{\text{н}}R - K''_{\text{н}}\frac{H}{2\psi}\right). \qquad (272)$$

Здесь H — высота выемки или насыпи; коэффициенты $K'_{\text{в}}$, $K''_{\text{в}}$ и $K'_{\text{н}}$ и $K''_{\text{н}}$ — учитывают угол, охватываемый полувыемкой или полунасыпью, для полувыемки они определяются по данным табл. 28.

Таблица 28

Значения коэффициентов $K_{\text{в}}$, $K'_{\text{в}}$ и $K''_{\text{в}}$ к определению объема полувыемки

Коэффициент	Значение коэффициента при центральном угле (*град*), охватывающем полувыемку									
	180	170	160	150	140	130	120	100	90	60
$K_{\text{в}}$	0,67	0,53	0,43	0,33	0,25	0,18	0,13	0,07	0,04	0,016
$K'_{\text{в}}$	1,57	1,403	1,236	1,11	0,898	0,750	0,612	0,436	0,306	0,096
$K''_{\text{в}}$	2,00	1,98	1,96	1,93	1,88	1,81	1,73	1,53	1,4	1,00

Объемы горных работ по сооружению петли пропорциональны третьей степени радиуса ее и могут достигать нескольких миллионов кубических метров.

Поэтому при железнодорожном транспорте петлевые трассы применяются только при благоприятных условиях — на пологих косогорах или бортах.

Целесообразность сооружения петли при железнодорожном транспорте проверяется технико-экономическими расчетами путем установления дополнительных объемов работ и возможной экономии при эксплуатации транспорта с учетом пропускной и провозной способности трассы, условий строительства и развития горных работ в глубину.

§ 7. Спиральная и комбинированная трассы

В отличие от тупиковых и петлевых трасс, размещаемых на одном из бортов карьера, спиральная трасса огибает контур карьера, имея вид пространственной спирали.

Спиральную трассу применяют при всех видах колесного транспорта в случаях, когда простую и петлевую трассы применить невозможно, а тупиковая (при железнодорожном транспорте) не обеспечивает необходимый грузооборот.

Спиральная форма трассы характерна для наклонных и крутопадающих месторождений, относительно коротких по простиранию. Обычно в этих случаях карьер имеет округлую форму и трасса размещается на всех бортах карьера, образуя пространственную спираль (рис. 115).

Если обозначить площадь дна карьера через F, периметр через P, глубину вскрытия спиральной трассой через H, усредненный угол откоса бортов α, то размеры карьера (площадь $F_п$ и периметр $P_п$), позволяющие применить спиральную трассу, могут быть определены из выражений:

$$\left.\begin{aligned} F_п &= F + PH \operatorname{ctg}\alpha + \pi H^2 \operatorname{ctg}^2\alpha; \\ P_п &= P + 2\pi H \operatorname{ctg}\alpha. \end{aligned}\right\} \quad (273)$$

Общая протяженность спиральной трассы при коэффициенте ее удлинения $K_у$ ($K_у = 1{,}3 \div 1{,}5$) и руководящем подъеме $i_р$, а также протяженность ее отдельного участка, вскрывающего один уступ высотой h, устанавливается из выражений:

$$L_т = K_у \frac{H}{i_р};$$

$$l_т = K_у \frac{h}{i_р}; \quad L_т = n_у l_т, \quad (274)$$

где $n_у$ — число вскрываемых уступов.

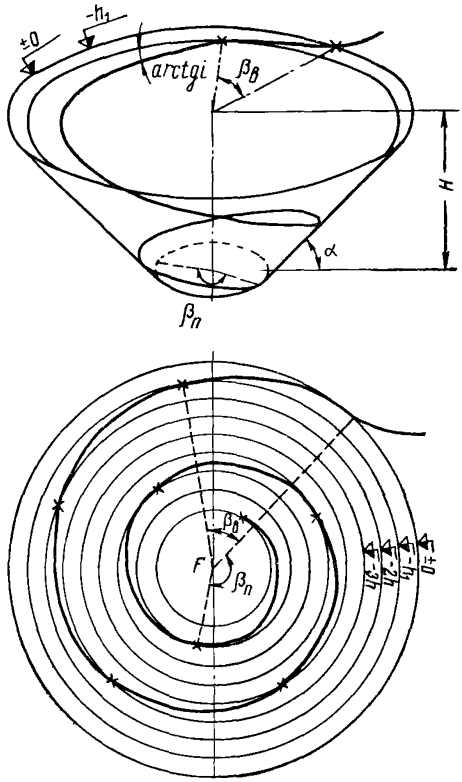


Рис. 115. Схема спиральной трассы системы внутренних траншей

Так как при постоянных значениях $K_у$, h и $i_р$ величина $l_т$ не изменяется по всей глубине карьера, а размеры карьера в плане при приближении к подошве существенно уменьшаются, центральный угол β, охватываемый одним участком спиральной трассы протяженностью $l_т$, увеличивается по мере углубления трассы.

Если обозначить через j порядковый номер, считая снизу, и считать каждый участок $l_т$ частью некоторой окружности, то центральный угол, охватываемый одним участком трассы, определится из выражений:

для нижнего уступа

$$\beta_п = \frac{l_т 360}{P + \pi h \operatorname{ctg}\alpha} = \frac{360 h K_у}{i_р (P + \pi h \operatorname{ctg}\alpha)}; \quad (275)$$

для j-го уступа

$$\beta_j = \frac{l_т 360}{P + \pi\left(j - \frac{1}{2}\right) h \operatorname{ctg}\alpha} = \frac{360 h K_у}{i_р\left[P + \pi\left(j - \frac{1}{2}\right) h \operatorname{ctg}\alpha\right]}; \qquad (276)$$

для верхнего уступа

$$\beta_1 = \frac{l_т 360}{P + \pi\left(H - \frac{1}{2} h\right) \operatorname{ctg}\alpha} = \frac{360 h}{i_р\left[P + \pi\left(H - \frac{1}{2} h\right) h \operatorname{ctg}\alpha\right]}. \qquad (277)$$

Такие поворотные пункты легко находятся как точки пересечения спиральной трассы с изолиниями бортов карьера, имеющих высотные отметки рабочих горизонтов.

Число уступов, находящихся в одновременной работе (без учета уступа, по которому проходится очередной участок трассы), составляет обычно не более 50—65% от числа уступов, вскрываемых одним витком спирали, поэтому число рабочих уступов в момент полного развития работ

$$n_р = (0{,}5 \div 0{,}65)\frac{P + 2\pi H^x \operatorname{ctg}\alpha}{l_т - \pi h \operatorname{ctg}\alpha}, \qquad (278)$$

где P — периметр витка, *м*;

H^x — высота расположения (от дна карьера) нижнего рабочего горизонта.

На мощных карьерах при автомобильном транспорте обычно устраивают парные спиральные трассы (рис. 116). В этом случае внутренняя

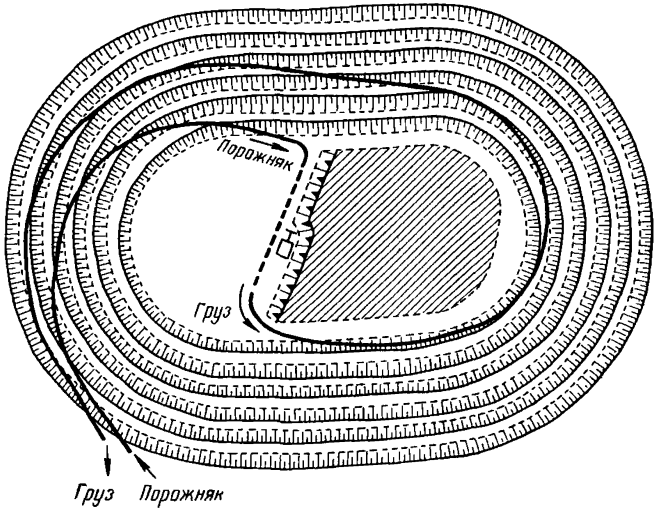


Рис. 116. Парная спиральная трасса

система траншей — более коротких и крутых ($i = 100—120\%$) служит для подачи в карьер порожних автомашин, а внешняя система траншей — более длинных и с меньшим уклоном ($i \leqslant 80\%$) служит для выезда груженых машин из карьера.

Устройство парных трасс с большим уклоном для порожняка экономически вполне оправдывается и для карьеров небольшой мощности (при однополосном движении с устройством ниш через 150—200 *м* по длине трассы). При одной спиральной трассе ширина подошвы траншей значительно больше, что ведет к существенному увеличению объема вскрыши за счет выполаживания бортов карьера. Наряду с преимуществами, вытекающими главным образом из возможности обеспечения непрерывного движения транспорта, спиральные трассы имеют и недостатки, основными из которых являются.

1) повышение объема горностроительных и вскрышных работ;

2) неблагоприятный режим горных работ в первые годы эксплуатации;

3) ограниченность условий рационального применения.

В связи с тем что центральный угол, охватываемый отрезком спиральной трассы (в пределах рабочей зоны), не может превышать 180—240°, крайне нерационально применять спиральные трассы на карьерах вытянутой формы. В этом случае на торцовых участках трасса поворачивается почти на 180° при углублении ее всего на 1—2 уступа. Такой поворот трассы приводит к тому, что к моменту завершения поворота все вышерасположенные уступы должны быть полностью отработаны. Чтобы вскрыть запасы очередных горизонтов, необходимо резко увеличить объемы вскрышных работ на верхних уступах до их полной отработки, затем резко их уменьшить, сократив соответственно общий фронт работ. В противном случае, если не будут завершены вскрышные работы на верхних уступах, неизбежно значительное снижение добычи.

Равномерность развития горных работ при спиральной трассе может быть обеспечена только при округленных формах карьера в плане.

С целью улучшения режима при вытянутых карьерных полях целесообразно предусматривать организацию карьеров первой очереди с округленными формами и планировать на будущие периоды разнос бортов по простиранию и переустройству спиральной трассы.

Такая рекомендация целесообразна только при применении автомобильного транспорта.

Вследствие сложности форм залегания месторождений наиболее часто на практике применяют комбинации описанных выше трасс. При этом составные части общей трассы комбинируют таким образом, чтобы применять ту или иную трассу только в характерных для нее условиях, максимально используя все ее преимущества.

Наиболее распространены на практике следующие комбинации трасс:

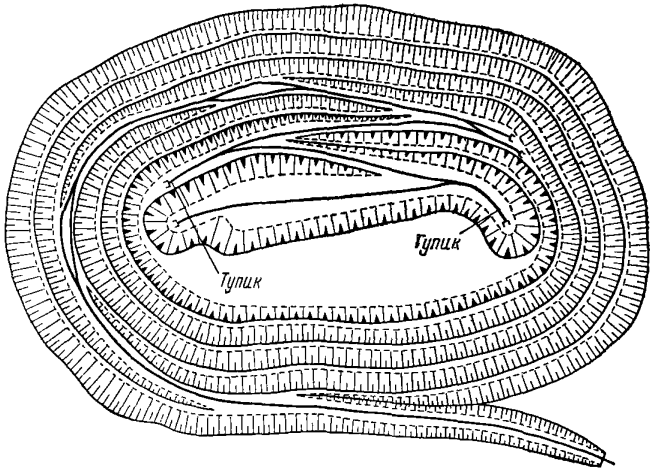


Рис. 117. Пример вскрытия карьера комбинированной трассой

1. Комбинация внешней простой трассы для вскрытия верхних горизонтов залежи и спиральной или тупиковой трассы для вскрытия нижних горизонтов карьера (рис. 117).

Такую комбинацию особенно часто применяют в тех случаях, когда имеется возможность использовать естественное понижение местности (овраги, балки), для ввода транспортных путей на группу верхних рабочих горизонтов карьера. Тем самым уменьшается до минимума объем горнокапитальных работ.

2. Комбинация тупиковой и спиральной трасс.

Если карьер на отметке дневной поверхности имеет достаточные размеры в плане, на верхних горизонтах в зависимости от требуемого режима горных работ применяют тупиковые, петлевые или спиральные трассы с использованием железнодорожного транспорта. По мере углубления карьера размер его уменьшается и на нижних горизонтах, где при автомобильном транспорте используют спиральные или петлевые трассы.

В глубоких карьерах грузонапряженность отдельных участков трассы неодинакова — она возрастает по мере приближения к поверхности. Техническая оснащенность отдельных участков трасс и схемы развития путей и должны соответствовать тем грузопотокам, которые пропускаются через них. Увеличения пропускной способности трассы можно достигнуть несколькими путями:

применением соответствующих путевых схем в пунктах примыкания, позволяющих осуществить параллельность операций по приему и отправлению поездов (сюда относятся, например, телескопические схемы);

применением поточно-кольцевой схемы движения поездов;

разделением наклонной части трассы на верхних горизонтах на два блок-участка, позволяющие двум поездам одновременно следовать в одном направлении в пределах блок-участка.

§ 8. Вскрытие месторождений внутренними крутыми траншеями

Вскрытие крутыми траншеями заключается в установлении грузотранспортной связи между рабочими горизонтами и поверхностью путем проведения относительно коротких траншей с углами наклона большими, чем это допустимо для колесного транспорта. Этот способ вскрытия применяется при использовании конвейеров во всей транспортной цепи — от забоя до приемных пунктов на поверхности (в некоторых случаях — только на добычных работах) и в глубоких карьерах, когда экономически эффективно использование для подъема из карьера на поверхность горной массы различного рода наклонных подъемников вместо колесного транспорта; обеспечение необходимой пропускной способности трасс при колесном транспорте в этих условиях чрезмерно увеличивает общий объем вскрышных работ и уменьшает темпы углубления горных работ.

Крутые траншеи обычно закладывают в наиболее устойчивых породах на нерабочем борту большей частью со стороны лежачего бока (или по торцам карьерного поля). Наиболее эффективно осуществлять вскрытие крутыми траншеями при разработке рудных тел, углы падения которых близки к углам погашения бортов карьера.

Основными преимуществами вскрытия месторождения крутыми траншеями являются:

1. Возможность обеспечения высоких темпов углубления горных работ и соответственно большой мощности карьера.
2. Малый объем горнокапитальных работ и быстрый ввод карьера в эксплуатацию; в отдельных случаях траншея, как таковая, вообще не проводится, а производится лишь планировка трассы, либо строится эстакада.
3. Многократное уменьшение расстояния транспортирования по сравнению с вариантами использования колесного транспорта.
4. Сокращение стоимости транспортирования горной массы с глубоких горизонтов карьера.

Наряду с достоинствами этот способ вскрытия обладает и рядом недостатков:

1. Наличие в карьере не менее двух видов транспорта, что обусловливает разрыв грузопотоков, необходимость устройства и содержания перегрузочных пунктов или расцепки поездов.
2. Усложнение условий подготовки нижележащих горизонтов.
3. Сложность приема груза на одну капитальную траншею при одновременной разработке нескольких уступов.

В связи с названными особенностями вскрытие крутыми траншеями используется в основном при разработке глубоких карьеров с применением комбинированного транспорта.

Крутые траншеи оборудуются скиповыми, клетевыми, конвейерными или автомобильными подъемниками. В зависимости от типа подъемника допускаются различные углы подъема трассы крутых траншей.

Ниже приведено допустимое заложение крутых траншей

Тип подъемника	Предельный угол подъема трассы, *град*
Скиповой	45—60
Клетевой	45—60
Конвейерный с лентой:	
гладкой	18
рифленой	30—40
Автомобильный	25—35

Форма трассы крутых траншей может быть простой (поперечная, диагональная) и сложной (ломаная, спиральная и комбинированная).

Поперечная трасса применяется в тех случаях, когда угол погашения борта не превышает предельного угла подъема трассы. Она характерна при скиповых и клетевых подъемниках.

Когда угол наклона нерабочего борта больше предельного угла подъема трассы, диагональную трассу обычно применяют при вскрытии крутыми траншеями, оборудованными конвейерными или автомобильными подъемниками.

Ломаную и спиральную форму трасс крутых траншей применяют в глубоких карьерах при относительно небольших размерах карьерного поля в плане, когда простая трасса не размещается на одном борту. Спиральная трасса характерна для карьерных полей, имеющих округленную форму в плане. Ломаные и спиральные трассы применимы лишь при конвейерных подъемниках.

Вскрытие крутыми траншеями экономически целесообразно только для глубоких горизонтов. При разработке верхних горизонтов глубоких карьеров обычно применяют колесный транспорт.

Поэтому верхние 2—3 уступа карьера обычно вскрываются системой внешних капитальных наклонных траншей. Последующие горизонты до глубины 80—120 *м* вскрываются скользящими съездами. Для подъема горной массы с нижележащих (а также с 1—3 вышележащих) горизонтов в направлении от места расположения крутой траншеи проводят разрезные траншеи, которые создают первоначальный фронт работ на горизонтах и связывают экскаваторные забои с приемной площадкой крутой траншеи.

Таким образом, вскрытие и отработка месторождения производятся в два этапа. До пуска в работу подъемников транспортировки со всех горизонтов осуществляется железнодорожными составами или автомашинами. В последующем нижележащие горизонты обслуживаются комбинированным транспортом — железнодорожный или автомобильный транспорт в карьере сочетается со скиповым, клетевым, автомобильным или конвейерным подъемом. Вскрытие упрощается, если в карьере и на подъеме применяется однотипный

вид транспорта (например, конвейерный или автомобильный с автоподъемом).

При вскрытии крутыми траншеями во всех случаях, кроме конвейерного подъема, представляет определенную трудность прием грузов на одну траншею с нескольких рабочих горизонтов. В связи с этим важной задачей является организация концентрационных горизонтов, на которых для групп рабочих горизонтов устраивается общий загрузочный пункт подъемников, куда горная масса доставляется внутрикарьерным транспортом.

Чтобы упростить организацию горных работ в карьере, может оказаться целесообразным вскрытие каждого горизонта двумя взаимозаменяемыми крутыми траншеями, так как углубление крутых траншей обычно связано с прекращением работы подъемника. При двух траншеях можно также разделить грузопотоки полезного ископаемого и вскрышных пород.

Горностроительный объем внутренней крутой траншеи

$$V = H^2 (\operatorname{ctg}\alpha - \operatorname{ctg}\gamma)\left[\frac{b}{2} + \frac{H}{3}(\operatorname{ctg}\alpha - \operatorname{ctg}\gamma)\frac{\operatorname{ctg}\beta}{\operatorname{ctg}\alpha}\right], \; м^3, \qquad (279)$$

где α — угол наклона трассы, *град*;

γ — генеральный угол погашения борта карьера, *град*;

b — ширина крутой траншеи на уровне трассы, *м*;

H — глубина карьера, *м*.

Особенности вскрытия крутыми траншеями определяются применением различных типов подъемников.

Вскрытие крутыми скиповыми траншеями, благодаря возможности преодоления при скиповом подъеме больших углов наклона, эффективно при разработке крепких и устойчивых горных пород.

Производительность одного скипового подъемника может достигать 10 млн. *т* горной массы в год и с увеличением глубины изменяется на относительно небольшую величину. Поэтому вскрытие крутыми скиповыми траншеями рационально применять в карьерах глубиной более 150—200 *м*, имеющих небольшие размеры в плане.

Экономичность применения скипового подъема возрастает с увеличением его производительности.

Количество крутых скиповых траншей устанавливают в зависимости от производственной мощности карьера и условий обеспечения бесперебойной работы карьера во все периоды эксплуатации.

Место заложения и взаиморасположение крутых траншей должны удовлетворять следующим основным требованиям:

1) обеспечению кратчайшего расстояния транспортирования от забоев до приемных пунктов на поверхности (ОФ, отвал) при минимальных объемах вскрышных и горностроительных работ.

2) устойчивости борта в месте заложения крутой траншеи;

3) длительного срока службы трассы;

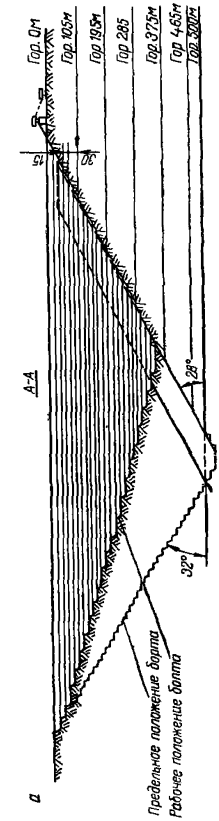
4) полной независимости подъемников и взаимозаменяемости каждого из них.

На рис. 118 показаны варианты вскрытия крутыми траншеями, расположенными на продольном и торцовых бортах карьера. Каждая траншея связана с определенной группой рабочих горизонтов. В одновременной работе может быть несколько концентрационных горизонтов, каждый из которых обслуживается одним или двумя подъемниками.

Минимальное расстояние между подъемниками устанавливается из условия обеспечения независимости доступа транспорта к перегрузочным пунктам на поверхности — не менее 200—250 *м* при железнодорожном и 100—150 *м* при автомобильном транспорте.

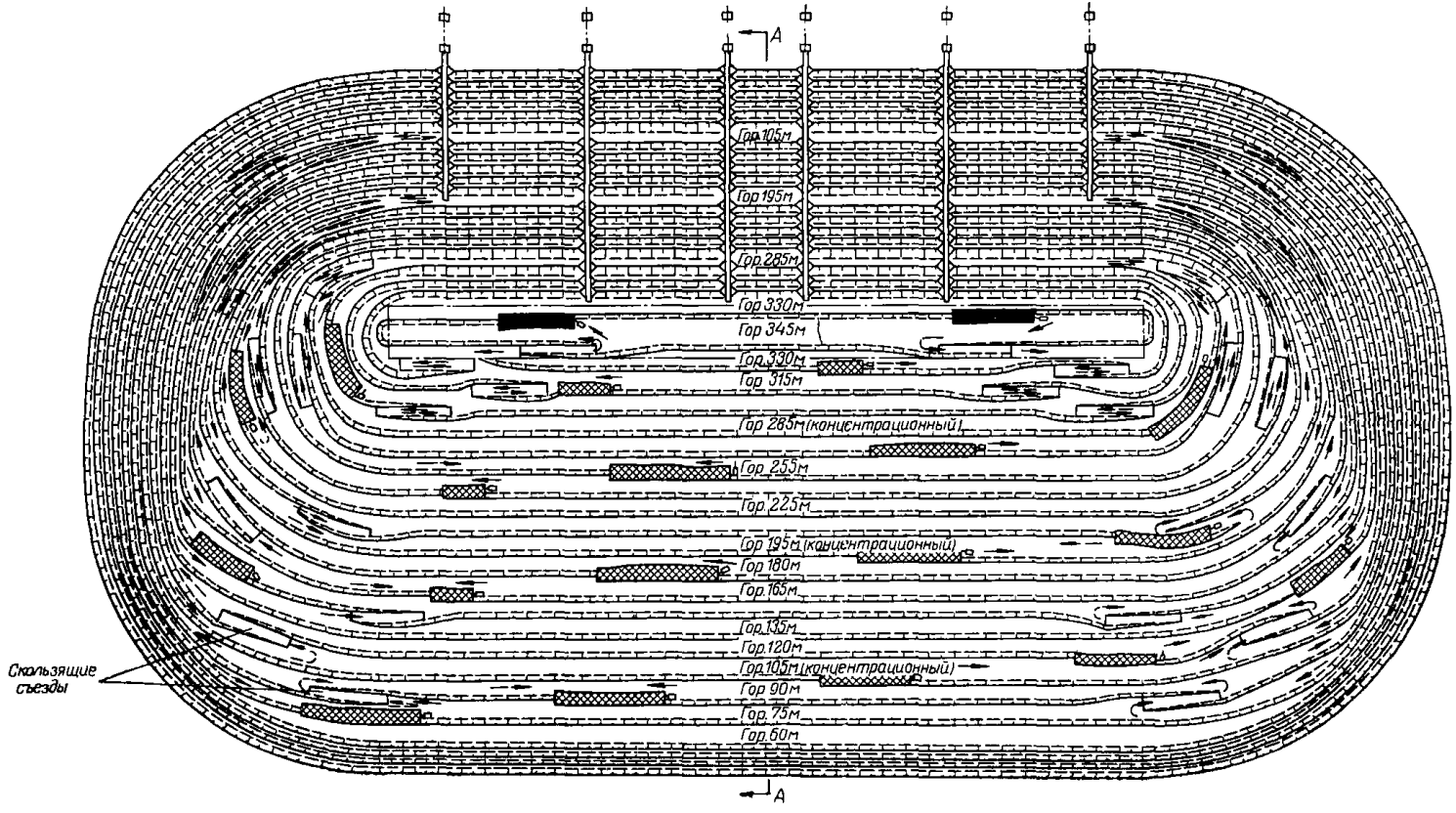
Количество рабочих горизонтов, обслуживаемых одним концентрационным горизонтом, определяется производительностью подъемной установки, а также требованием минимального расстояния откатки внутрикарьерного транспорта. Устройство приемных пунктов на каждом горизонте снижает до минимума внутрикарьерные перевозки, но увеличивает объем вскрышных работ из-за необходимости устройства на каждом горизонте площадок шириной не менее 18—20 *м* и, наоборот, минимальное число приемных пунктов приводит к неоправданно высоким перепробегам внутрикарьерного транспорта. Оптимальным считается создание концентрационных приемных пунктов через 60—90 *м* по высоте (через 4—5 уступов). При этом наивыгоднейшее расположение концентрационного горизонта — посредине обслуживаемых уступов.

Чтобы обеспечить независимость подготовки и развития горных работ на нижележащих горизонтах от работы скиповых подъемников, каждый подъемник должен иметь два приемных устройства, одно из которых находится в работе, а другое демонтируется на верхней площадке или монтируется из нижней, подготавливаемой к работе.



При этом все подъемники, благодаря наличию транспортных берм между приемными площадками отдельных крутых траншей, взаимозаменяемы, а в месте пересечения трассы подъемника и трассы горизонта устраивают мост для создания сквозного движения внутрикарьерного транспорта. Под мостом оставляется целик для безопасной работы на нижележащем горизонте.

Вскрытие крутыми клетевыми траншеями. Схема вскрытия крутыми клетевыми траншеями в целом аналогична вскрытию скиповыми траншеями. Отличия обусловливаются конструктивными особенностями клетевого подъема, определяющими его достоинства и недостатки.


А
Гор.105м
Гор.195м
Гор.285м
Гор.330м
Гор.345м
Гор.330м
Гор.315м
Гор.285м (концентрационный)
Гор.255м
Гор.225м
Гор.195м (концентрационный)
Гор.180м
Гор.165м
Гор.135м
Гор.120м
Гор.105м (концентрационный)
Гор.90м
Гор.75м
Гор.60м
Скользящие съезды
А

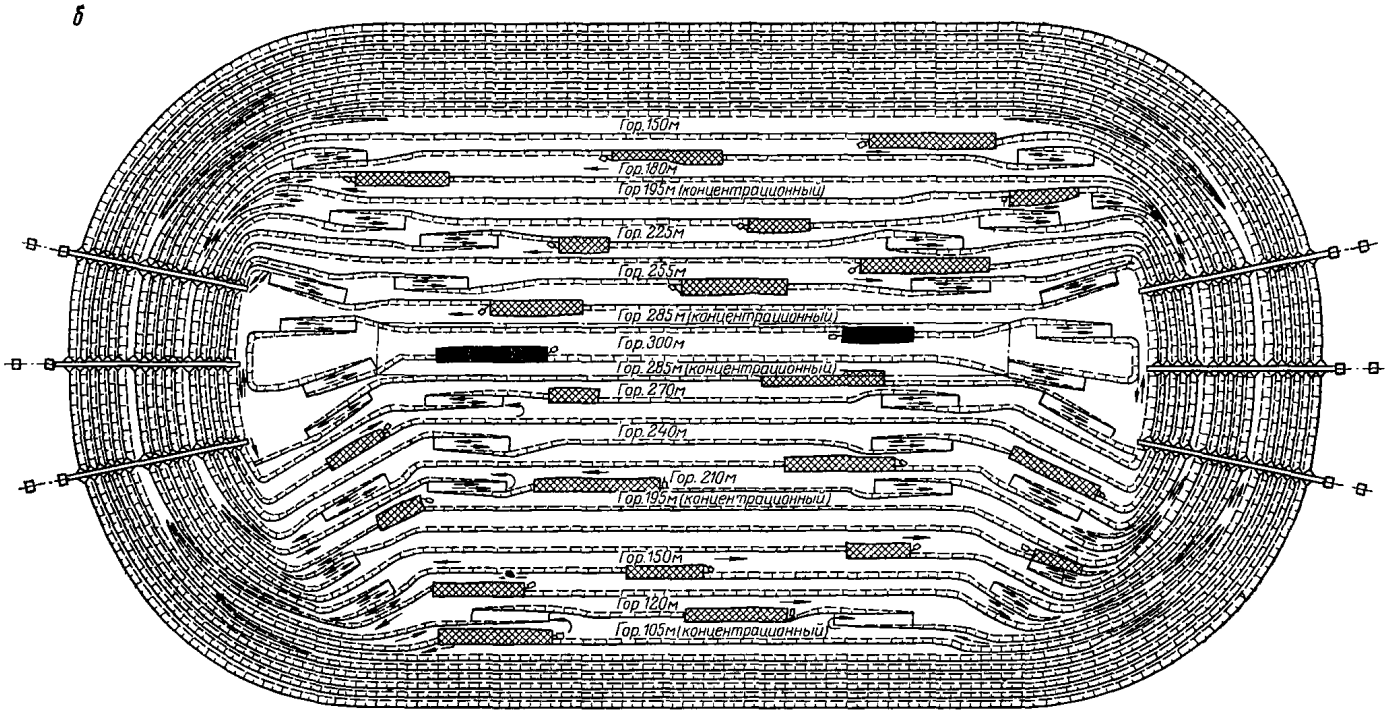


Рис. 118. Вскрытие крутыми траншеями, расположенными на лежачем борту карьера (*а*); вскрытие крутыми траншеями, расположенными на торцовых бортах (*б*)

Основные достоинства клетевого подъема:

1. Отсутствие перегрузочных пунктов; горная масса доставляется на поверхность в тех же транспортных сосудах, в которые производится погрузка в забоях.

2. Уменьшение длины трассы из-за отсутствия необходимости подъема клетей выше уровня путей на поверхности.

3. Возможность значительного увеличения грузоподъемности подъемников за счет применения многоканатных подъемных установок.

Недостатки:

1. Необходимость расформирования составов при применении железнодорожного транспорта.

2. Громоздкость подъемных установок.

Вскрытие крутыми конвейерными траншеями. Применение конвейеров для подъема горной массы из карьера обеспечивает поточность транспорта, повышая тем самым его производительность. Этот вариант особенно эффективен при замене внутрикарьерного колесного транспорта конвейерным. Применение конвейерного подъема при обычных лентах ограничивается углом наклона 18°. Однако применение прижимных устройств, а также рифленых лент позволяет увеличить предельный угол наклона конвейерной трассы до 30—40°.

Чтобы повысить при наименьших энергозатратах степень использования конвейерных подъемников целесообразным является вскрытие групповыми крутыми траншеями. Примером применения групповых конвейерных подъемников является Коркинский угольный карьер, где каждая подъемная конвейерная установка обслуживает несколько добычных экскаваторов.

Конструкция приемного пункта конвейерного подъема при внутрикарьерном конвейерном транспорте относительно проста. При перемещении скальных пород в карьерах колесным транспортом приемный пункт оборудуется дробильными установками и конструкция перегрузочного пункта усложняется.

Перегрузочные пункты вместе с дробильным и грохотильным оборудованием переносятся по мере углубления горных работ на нижележащие горизонты.

Оптимальный шаг переноски приемного пункта устанавливают из условия минимальных затрат на транспорт с учетом расходов на монтаж нового приемного пункта (по Б. В. Фадееву):

$$H_{\text{п. п}} = \sqrt{\frac{C_{\text{об}}}{(C_{\text{а}} - C_{\text{к}})\,\gamma S}}, \tag{280}$$

где $C_{\text{об}}$ — стоимость оборудования перегрузочного пункта, руб.; $C_{\text{а}}$ и $C_{\text{к}}$ — стоимость подъема 1 m груза на 1 $м$ высоты автотранспортом и конвейером, руб.;

$$C_{\text{а}} = \frac{A_{\text{а}} K}{1000 \sin \alpha}, \ руб.; \tag{281}$$

$$C_{\text{к}} = \frac{A_{\text{к}}}{1000 \sin \beta}, \ руб., \tag{282}$$

$A_а$ и $A_к$ — стоимость транспортирования 1 $т$ груза автотранспортом и конвейерами, *руб/кг*;

γ — объемный вес горных пород, $т/м^3$;

S — площадь рабочей площадки карьерного уступа, $м^2$;

α и β — средний угол наклона автомобильной и конвейерной трасс, *град*;

K — коэффициент развития трассы.

Таким образом, шаг переноски перегрузочного пункта увеличивается при увеличении стоимости оборудования пункта и уменьшается с увеличением площади карьера. Шаг переноски зависит также от соотношения стоимостей транспортирования горной массы автомобильным и конвейерным транспортом.

Вскрытие крутыми траншеями, оборудованными автомобильными подъемниками. Автомобильные подъемники, так же как и клетевые, позволяют доставлять горную массу до конечных пунктов транспортирования на поверхности без перегрузочных работ. В связи с этим одна подъемная установка может обслуживать добычные и вскрышные работы. Автомобильные подъемники отличаются от клетевых меньшей сложностью и громоздкостью конструкций, но уступают последним в отношении максимально преодолеваемых углов наклона.

Применение наклонных подъемников при автомобильном внутрикарьерном транспорте рационально лишь с определенной глубины карьера, когда транспортирование горной массы автомобилями от забоя до пунктов доставки грузов на поверхности становится неэкономичным. Минимальная глубина карьера, при которой экономично применение автомобильных подъемников, определяется (по М. В. Васильеву):

$$H \geqslant \frac{(L_э - L_к - L_п)\sin\alpha}{K}, \; м, \tag{283}$$

где $L_э$ — экономически выгодное расстояние откатки данным типом автомашин, $м$;

$L_к$ — среднее расстояние откатки от забоя до крутой траншеи, $м$;

$L_п$ — среднее расстояние откатки на поверхности, $м$;

α — угол наклона крутой траншеи, *град*;

K — коэффициент развития трассы.

С увеличением глубины карьера производительность автомобильных подъемников снижается. Поэтому с определенной глубины карьера может оказаться экономически выгодным другой вид подъема; эта глубина устанавливается технико-экономическим расчетом.

Предельный угол наклона трассы автомобильных подъемников в основном определяется углом естественного откоса материала в кузове автомашины:

$$\gamma = \gamma_0\rho - \delta, \; град, \tag{284}$$

где γ_0 — угол естественного откоса транспортируемого материала, *град*;

ρ — поправочный коэффициент на предотвращение просыпания материала в движении ($\rho = 0{,}8$—$0{,}9$);

δ — угол неравномерности загрузки материала ($\delta = 15—20°$).

Устойчивое размещение материала в кузове автомашины достигается при углах наклона трассы до 20—30°. При больших углах наклона необходимо применять специальные приспособления, предотвращающие просыпание породы. В этом случае можно увеличить предельный угол наклона трассы на 5—7°.

Трассы автомобильных подъемников могут располагаться поперечно и диагонально относительно борта карьера. Вскрытие горизонтов целесообразно производить двумя крутыми траншеями, с тем чтобы обеспечить взаимозаменяемость подъемников. Минимальное расстояние между крутыми траншеями выбирается из условия независимости работы каждого подъемника.

§ 9. Вскрытие подземными горными выработками

Подземными горными выработками, посредством которых осуществляется транспортная связь рабочих горизонтов карьера с поверхностью, являются штольни, тоннели, наклонные или вертикальные стволы. Подземными горными выработками наиболее часто вскрываются месторождения нагорного типа, когда трасса системы наклонных траншей получается весьма сложной и длинной, что неэкономично как по капитальным, так и по эксплуатационным затратам, и глубокие горизонты карьеров, разрабатывающих месторождения глубинного типа особенно в карьерах с неустойчивыми бортами.

Сооружение подземной горной выработки, вскрывающей только один рабочий горизонт, целесообразно только в отдельных случаях. Если выработка вскрывает группу глубоких горизонтов, то должна быть предусмотрена транспортная связь со всеми рабочими горизонтами данной группы, которая может быть осуществлена через подземные или открытые выработки.

Целесообразность применения подземных вскрывающих горных выработок, начинающихся с поверхности, устанавливается сравнением затрат на сооружение подземных выработок и на дополнительный разнос борта нижней группы горизонтов при вскрытии внутренними траншеями.

Дополнительный разнос борта при вскрытии нижней группы уступов внутренними траншеями

$$V_д = K_р \frac{H^2 b}{2 i_р} - K_р \frac{(H - nh)^2 b}{2 i_р} = K_р \frac{Hhb}{i_р} n - K_р \frac{h^2 b}{2 i_р} n^2. \qquad (285)$$

Объем подземной выработки до глубины $\left(H + \frac{1}{2} nh\right)$.

$$V_п = S_п \frac{H - h_н + \frac{1}{2} nh}{i_п}, \qquad (286)$$

где $S_п$ — площадь поперечного сечения подземной выработки;

H — конечная глубина группы уступов, которые могут быть вскрыты подземными выработками;

n — число уступов;

h — высота уступа;

$i_р$ — руководящий подъем внутренних траншей;

$i_п$ — руководящий подъем подземных выработок;

$h_н$ — глубина заложения устья от тоннеля поверхности;

$K_р$ — коэффициент развития трассы внутренних траншей.

Решение равенства суммарных строительных затрат относительно n при $C'_в = 1{,}5C_в$ с учетом (285) и (286) дает равенство:

$$V_д C_в + hV' C'_в = V_п C_п, \qquad (287)$$

где V' — объем одиночной наклонной траншеи, $м^3$;

$C_в$ — стоимость разноса борта, $руб/м^3$;

$C'_в$ — стоимость проведения внутренней траншеи, $руб/м^3$;

$C_п$ — стоимость сооружения подземной выработки, $руб/м^3$.

$$n = \frac{K}{2m} \pm \sqrt{\left(\frac{K}{2m}\right)^2 - \frac{l}{m}}. \qquad (288)$$

Здесь

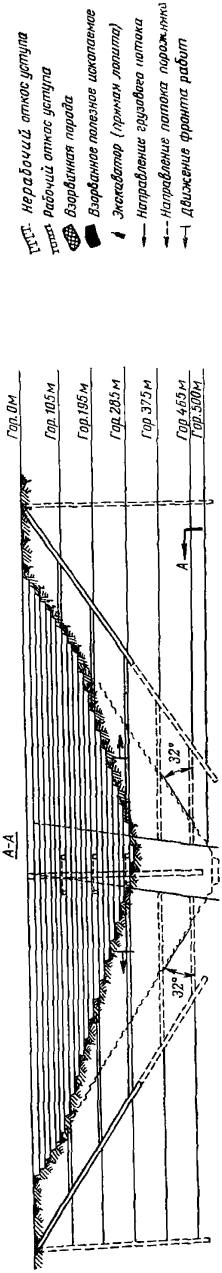
$$m = \frac{K_р h^2 b C_в}{2i_р}; \quad l = \frac{{}^r S_п C_п (H - h_н)}{i_п}; \qquad (289)$$

$$K = \frac{h}{i_р}\left(K_р H b + 0{,}75hb + \frac{h^2}{2\,\mathrm{tg}\,\alpha}\right) - \frac{S_п C_п h}{2i_п}. \qquad (290)$$

Примерными расчетами нетрудно установить, что величины $0{,}75hb$; $\frac{h^2}{2\mathrm{tg}\,\alpha}$, $\frac{S_п C_п h}{2i_п}$ и $\frac{l}{m}$ малы и ими при ориентировочных расчетах можно пренебречь.

Тогда число уступов, которые рационально вскрыть тоннелем с поверхности,

$$n = 2\frac{H}{h} - \frac{S_п C_п}{K_р b h C_в} \cdot \frac{i_р}{i_п}. \qquad (291)$$



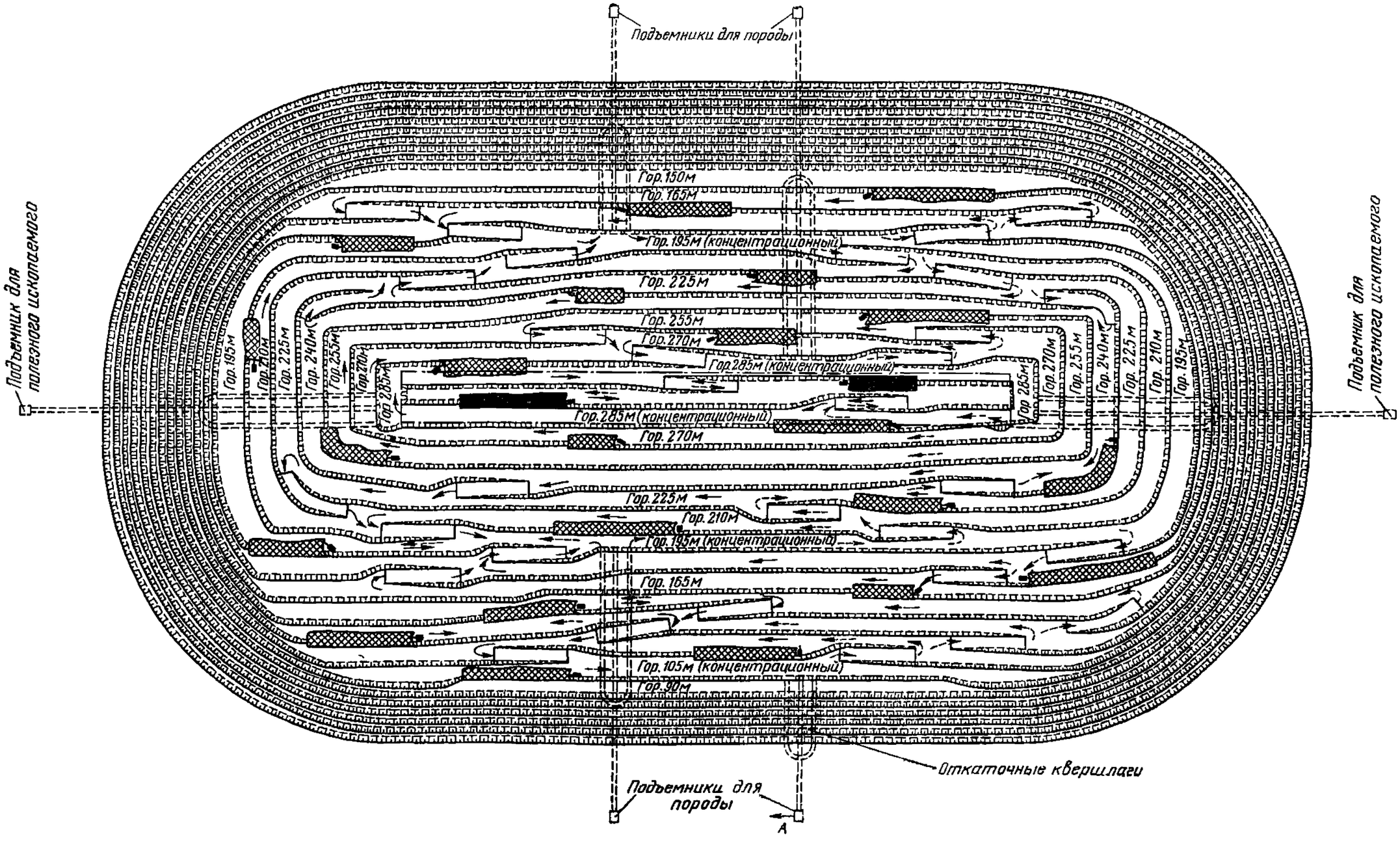


Рис. 119. Вскрытие подземными горными выработками

В обычных условиях целесообразно вскрытие тоннелем, проходящим с поверхности рабочей зоны карьера глубиной 200—300 *м*.

В приведенных расчетах не учтен дополнительный разнос борта из-за устройства на нем соединительных берм. В тех случаях, когда вскрытие тоннелем позволяет отказаться от соединительных берм на группе горизонтов, а также при разработке в сложных инженерно-геологических условиях (когда по условиям устойчивости требуется дополнительный разнос борта) высота рабочей зоны, вскрываемой тоннелем с поверхности, значительно увеличивается.

Вскрытие горизонтальными выработками (штольнями и тоннелями). Наклонные шахтные стволы для вскрытия рабочих горизонтов карьера применяются в комбинации в горизонтальными горными выработками (штольни, квершлаги) (рис. 119) либо с открытыми горными выработками.

Наклонные стволы оборудуют конвейерными, скиповыми или клетевыми подъемниками.

Вертикальные горные выработки также применяются в комбинации со штольнями или тоннелями. Существует два основных варианта вскрытия с помощью вертикальных подземных горных выработок:

вертикальный ствол, оборудованный подъемной (скиповой или клетевой) установкой в комбинации с горизонтальной выработкой для вскрытия месторождений глубинного типа;

вертикальная выработка, проходящая из нагорного карьера до горизонтальной или наклонной выработки, горная масса движется по вертикальной выработке под действием собственного веса, далее перемещение груза производится конвейерами либо колесным транспортом.

Вскрытие вертикальными или наклонными рудоспусками в комбинации с горизонтальными выработками осуществлено на нагорных карьерах комбината «Апатит»: Каджаранском, Алтын-Топканском, «Эрцберг» (Австрия) и других.

§ 10. Горностроительные объемы

Горностроительные объемы карьера складываются из объемов внешних и внутренних вскрывающих горных выработок, разрезных траншей на вскрышных и добычных горизонтах и разноса вскрышных горизонтов для создания соответствующих рабочих площадок и обеспечения нормируемого объема подготовленных к выемке запасов полезного ископаемого (рис. 120, 121, 122, 123, 124).

Объем системы наклонных внешних траншей (общих или групповых) может быть установлен по формулам, представленным в табл. 29

Объемы горностроительных работ при вскрытии карьера внутренними траншеями складываются из суммы объемов одиночных траншей полного профиля, каждая из которых вскрывает только один уступ (вскрытие отдельными траншеями); дополнительного объема полутраншей, располагаемых на борту карьера и связыва-

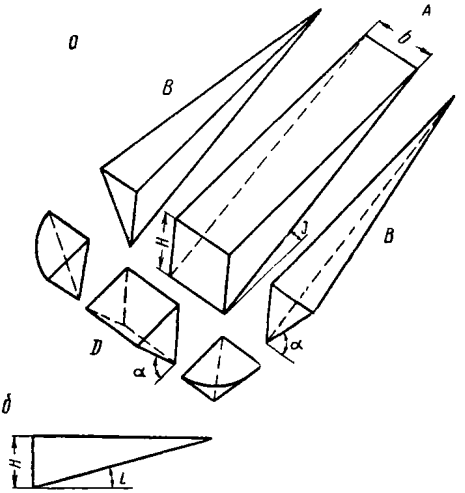


Рис. 120. Схема к расчету объема одиночной траншеи

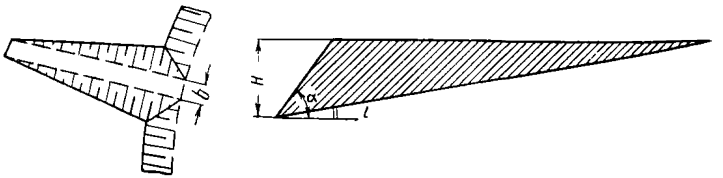


Рис. 121. Примыкание внешней траншеи к борту карьера при конвейерном транспорте

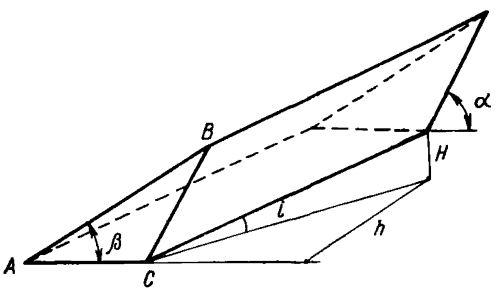


Рис. 122. Схема к расчету объема полутраншеи

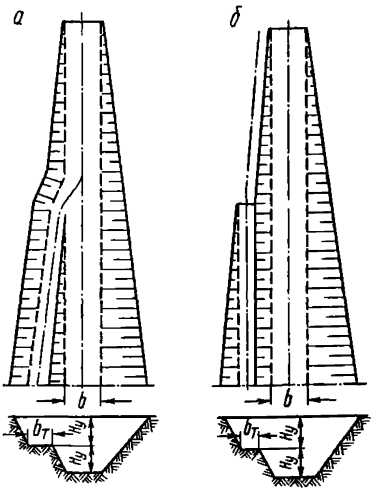


Рис. 123. Варианты конструкции внешней траншеи

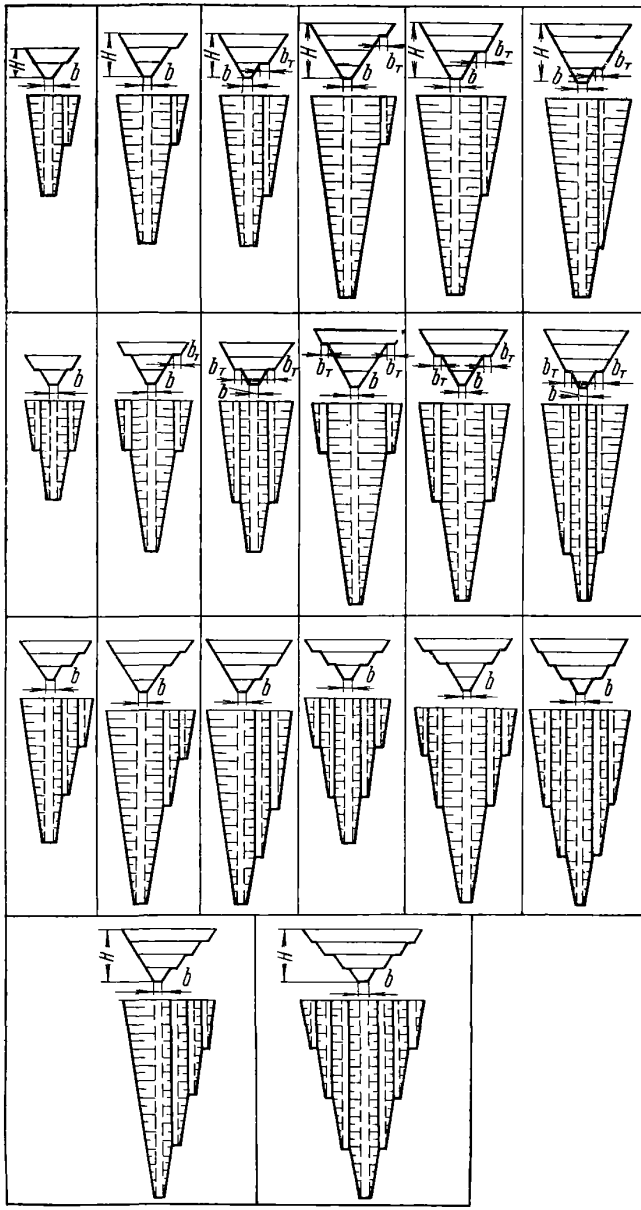


Рис. 124. Типовые профили и планы внешних траншей

Таблица 29

Расчетные формулы для определения объема внешних траншей

Определяемый объем	Формулы	№ формулы
Одиночной траншеи с вертикальным торцом (рис. 120, *б*)	$V_т = \frac{H^2}{i}\left(\frac{b}{2} + \frac{H}{3\,\mathrm{tg}\,\alpha}\right)$	(292)
Одиночной траншеи с откосом торцовой части (рис. 120, *а*); (учитывается при автомобильном и конвейерном транспорте) . . .	$V_т = \frac{H^2}{i}\left(\frac{b}{2} + \frac{H}{3\,\mathrm{tg}\,\alpha}\right) + \frac{H^2}{\mathrm{tg}\,\alpha}\left(\frac{b}{2} + \frac{\pi H}{6\,\mathrm{tg}\,\alpha}\right)$	(293)
Одиночной траншеи с обратным откосом (рис. 121)	$V_т = \frac{H^2}{i}\left(\frac{b}{2} + \frac{H}{3\,\mathrm{tg}\,\alpha}\right) - \frac{H^2}{\mathrm{tg}\,\alpha}\left(\frac{b}{2} + \frac{2H}{4\,\mathrm{tg}\,\alpha}\right)$	(294)
Одиночной полутраншеи с вертикальным торцом на косогоре (рис. 122)	$V_{пт} = \frac{Hb^2 \sin\alpha \sin\beta}{2i \sin(\alpha - \beta)}$	(295)
Траншеи на два уступа с вертикальным торцовым откосом и общим выходом на поверхность (рис. 123, *а*)	$V_т = \frac{4H_у^2}{i}\left(\frac{b}{2} + \frac{2H_у}{3\,\mathrm{tg}\,\alpha}\right) + \frac{b_т H_у^2}{i}$	(296)
То же, с независимым выходом путей на поверхность (рис. 123, *б*)	$V_т = \frac{4H_у^2}{i}\left(\frac{b}{2} + \frac{2H_у}{3\,\mathrm{tg}\,\alpha}\right) + \frac{b_т H_у^2}{2i}$	(297)

Примечание. H—глубина траншеи, *м*; $H_у$—высота уступа, *м*; α—угол откоса борта траншеи, *град*; b—ширина подошвы траншеи, *м*; $b_т$—ширина транспортной бермы, *м*; i—подъем траншеи.

ющих группы горизонтов с поверхностью (групповое вскрытие), и, кроме того, объема работ по дополнительному разносу борта в связи с расположением на нем капитальных траншей. Расчет объемов внутренних траншей производится по следующим формулам:

Система	Расчетные выражения к определению объемов
Внутренних общих траншей	$U_{об} = \frac{K_у}{i_р}\left(\frac{b}{2}\sum_1^n h^2 + \frac{1}{3\,\mathrm{tg}\,\alpha}\sum_1^n h^3\right) \mp C.$ (298)

Здесь

$$\sum_1^n h^2 = h_1^2 + h_2^2 + \cdots + h_n^2; \qquad (299)$$

$$\sum_1^n h^3 = h_1^3 + h_2^3 + \cdots + h_n^3. \qquad (300)$$

Внутренних групповых траншей

$$V_{гр} = V_{об} + \frac{K_у}{i_р} \cdot \frac{\psi b^2}{2} \left(\sum_1^{n'} h - n' \frac{\psi b}{3} \right) \pm C. \quad (301)$$

Здесь n' — число уступов, вскрываемых дополнительной группой траншей;

$$\sum_1^{n'} h = h_1 + h_2 + \cdots + h_n - \quad (302)$$

общая высота указанных уступов.

Внутренних отдельных траншей

$$V_{отд} = V_{об} + \frac{K_у}{i_р} \cdot \frac{\psi b^2}{2} \left[(n-1)\, h_1 + (n-2)\, h_2 + \right.$$
$$\left. + \cdots + 1 h_{n-1} - \frac{n(n-1)}{2} \cdot \frac{\psi b}{3} \right] \pm C. \quad (303)$$

Здесь n — число вскрываемых уступов карьера, из которых один нижний вскрывается основной траншеей, а прочие — дополнительными.

Обозначения: $K_у$ — коэффициент удлинения трассы;

$h_1, h_2 \cdots h_n$ — высота вскрываемых уступов;

$\psi = \frac{\operatorname{tg}\alpha \operatorname{tg}\beta}{\operatorname{tg}\alpha - \operatorname{tg}\beta}$; β — угол откоса борта карьера (косогора):

α — угол откоса борта траншеи и полутраншеи (подрывки):

C — поправка, учитывающая рельеф поверхности горностроительных работ.

Дополнительный разнос борта, производимый с целью размещения наклонных внутренних траншей, по характеру выполнения не относится к горнопроходческим работам, поскольку может выполняться в обычных для эксплуатационных работ условиях, но он специфичен для системы внутренних траншей. В общем случае объем дополнительного разноса борта может быть определен для всех форм трасс как объем полупризмы (рис. 125):

$$V_{вт} = K_у \frac{b_{кт} H^2}{2 i_р}, \ м^3, \quad (304)$$

где $K_у$ — коэффициент удлинения трассы;

H — конечная глубина внутренних траншей.

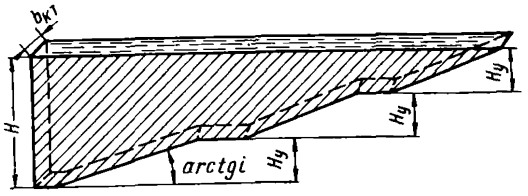


Рис. 125. Схема к расчету объема системы внутренних траншей

При внутреннем заложении капитальных траншей их объем полностью или частично входит в общий объем вскрышных работ, тогда как при внешнем заложении объемы траншей добавляются к общему объему вскрышных работ.

Выполаживание борта карьера, вызываемое условиями вскрытия и, в частности, размещением транспортных берм, увеличивает объемы горностроительных работ.
Этот дополнительный объем

$$V_{д}=\frac{1}{2}H^2(\operatorname{ctg}\gamma-\operatorname{ctg}\alpha)\pi,\ м^3, \tag{305}$$

где π — средняя протяженность борта;
γ — угол откоса борта карьера;
α — угол откоса борта траншеи.

При разработке месторождений высотного типа наклонные траншеи имеют неполный профиль. Объем наклонной полутраншеи, пройденной на косогоре, устанавливается по выражению

$$V_{пт}=\frac{Hb^2\sin\alpha\sin\beta}{2\sin(\alpha-\beta)}\sqrt{\frac{1}{i^2}-\frac{1}{\operatorname{tg}^2\beta}},\ м^3, \tag{306}$$

или (при $\beta \geqslant 10°$) по более простой, но достаточно точной формуле

$$V_{пт}=\frac{Hb^2\sin\alpha\sin\beta}{2i\sin(\alpha-\beta)},\ м^3, \tag{307}$$

где β — угол откоса косогора, *град*.

При сложном рельефе поверхности объем траншей определяют по методу вертикальных параллельных сечений в характерных местах продольного профиля траншеи:

$$V=\frac{S_1+S_2}{2}l_1+\frac{S_2+S_3}{2}l_2+\ldots+\frac{S_{n-1}+S_n}{2}l_{n-1},\ м^3. \tag{308}$$

Объем наклонных внутренних траншей, расположенных на рабочем борту карьера (скользящие съезды)

$$V_{ск}=\frac{bH^2}{2i_c},\ м^3, \tag{309}$$

где i_c — величина подъема скользящего съезда.
Объем разрезной траншеи

$$V_{р}=(b_{р}+h\operatorname{ctg}\alpha)hL,\ м^3, \tag{310}$$

где $b_{р}$ — ширина дна разрезной траншеи, *м*;
L — длина разрезной траншеи, *м*.
Объем разрезной траншеи, проведенной на косогоре

$$V_{р.к}=\frac{\psi b^2}{3}L,\ м^3. \tag{311}$$

Объем крутой одиночной траншеи, с учетом откоса торцевой части

$$V_{кр}=\frac{H^2}{i}\left(\frac{b}{2}+\frac{H}{3\operatorname{tg}\alpha}\right)+\frac{H^2}{\operatorname{tg}\alpha}\left(\frac{b}{2}+\frac{H}{3\operatorname{tg}\alpha}\right),\ м^3. \tag{312}$$

Для расчета объема выработанного пространства на горизонте карьера или в целом по карьеру рекомендуется пользоваться формулой:

$$V_{\text{в. пр}} = SH_{\text{в}} + 0{,}5PH_{\text{в}}^2 \operatorname{ctg} \gamma_{\text{ср}} + \frac{\pi}{3} H_{\text{в}}^2 \operatorname{ctg}^2 \gamma_{\text{ср}}, \qquad (313)$$

где S — площадь основания выработанного пространства, $м^2$,
$H_{\text{в}}$ — глубина выработанного пространства, $м$,
P — периметр выработанного пространства, $м$,
$\gamma_{\text{ср}}$ — средний угол откоса борта выработанного пространства, *град*.

§ 11. Проектирование вскрытия карьеров при железнодорожном транспорте с использованием ЭЦВМ

Вскрытие относится к числу наиболее сложных и важных задач при разработке месторождений.

Так как железнодорожный транспорт и тупиковая форма трассы являются наиболее распространенными при разработке месторождений полезных ископаемых, рассмотрим вопросы проектирования вскрытия с использованием указанного вида транспорта применительно к электронным вычислительным машинам.

В общем случае способ вскрытия месторождения можно представить как функцию нескольких переменных, т. е.

$$G = f(i_{\text{р}};\ nq;\ V;\ V^{\text{доп}};\ L^{i_{\text{р}}};\ l^{\text{с}};\ V_{\text{туп}}^{\text{доп}};\ П;\ Q;\ N_{\text{л. с}}), \qquad (314\text{—}315)$$

где $i_{\text{р}}$ — величина руководящего подъема в капитальных траншеях;
nq — полезный вес поездов на добыче и вскрыше при принятых типах думпкаров;
V — объем работ при проведении капитальных траншей;
$V^{\text{доп}}$ — объем по дополнительному разносу борта карьера от размещения на нем внутренних траншей и тупиков;
$L^{i_{\text{р}}}$ — общая длина путей, уложенных в капитальных траншеях;
$l^{\text{с}}$ — суммарная длина соединительных путей на рабочих горизонтах в карьере;
$V_{\text{туп}}^{\text{доп}}$ — объем дополнительного разноса борта карьера от наличия тупиков;
$П$ — пропускная способность перегонов и ее соответствие заданному грузообороту карьера;
Q — грузооборот карьера;
$N_{\text{л.с.}}$ — количество рабочих локомотивосоставов на добыче и вскрыше при принятых типах локомотивов (электровозов).

Изменение одной переменной под знаком функции повлечет за собой изменение частично или полностью остальных переменных и может привести к различным способам вскрытия. В одном анали-

тическом выражении почти невозможно учесть все закономерности изменения переменных, поэтому ниже в общем виде будет рассмотрен порядок расчета вскрытия горизонтов карьера и определение необходимых данных для оценки того или иного варианта вскрытия месторождений с применением тупиковой трассы.

Обозначения к формулам и выражениям, входящим в расчетные блок-схемы:

j — порядковый номер горизонта;
n — число разрабатываемых горизонтов;
m — количество добычных горизонтов;
h — высота уступа;
l — длина фронта работ на горизонте;
Ш — длина фронта горизонта вкрест простирания;
V — объем работ на горизонте;
γ — объемный вес породы (полезного ископаемого);
α — угол устойчивого откоса уступа;
$Э_{час}$ — часовая производительность экскаватора;
H — глубина расположения горизонта;
$R^{н}$ — радиус кривой нижней бровки горизонта;
φ — угол откоса борта траншеи на участке кривой примыкания;
$b_{тр}$ — ширина транспортной бермы;
$b_{б}$ — ширина бермы безопасности;
$n_{(1,2)}$ — количество думпкаров в составе;
q_1, q_2 — грузоподъемность думпкаров на добыче и вскрыше;
$L_{п}^{д}$, $L_{п}^{в}$ — длина состава на добыче и вскрыше;
$L_{р}$, $L_{(1,2)}$ — длина локомотива и думпкаров;
$i_{р}$ — руководящий подъем;
$C_{(1,2)}^{д}$, $C_{(1,2)}^{в}$ — длина однопутевых и двухпутевых тупиков для добычи и вскрыши;
$R^{д}$, $R^{в}$ — сменное количество локомотивосоставов, следующих с горизонта;
f — коэффициент резерва пропускной способности;
D — число рабочих дней в году;
$K_{у}$ — коэффициент удлинения трассы;
δ — длина однопутевого тупика;
b — ширина траншеи по низу;
$v_{заб}$, $v_{с}$, $v_{отв}$, $v_{пов}$ — скорость движения по забойным, соединительным, отвальным и поверхностным путям;
$v_{расч}$ — расчетная скорость движения на подъеме;
$l_{со}$ — длина путей, входящих в тупик;
$\Delta L_{т}$ — длина тормозного пути;
$l_{туп}$ — ширина бермы для укладки тупика;

$П$ — пропускная способность перегона;
T — продолжительность смены (*мин*);
$N_{л.с}$ — количество локомотивосоставов;
$n_д$ и $n_в$ — количество рабочих думпкаров на добыче и вскрыше;
S_1 — стоимость выемки 1 $м^3$ капитальных траншей в период строительства;
S_2 — стоимость укладки 1 *км* железнодорожного пути в капитальных траншеях;
S_3 — стоимость укладки 1 *км* соединительных путей;
S_4 — стоимость приобретения одного локомотива, руб.;
S_5 и S_6 — стоимость приобретения думпкаров на добыче и вскрыше, руб.;
$T_{лет}$ — срок службы предприятия;
ζ — коэффициент обеспеченности забоя порожняком;
$t_{обм}$ — время обмена состава у экскаватора;
$l_{1\,экск}$, $l_{2\,экск}$ — длина блоков на фронте уступа;
τ — время, расходуемое на железнодорожную связь;
Ω — количество передвижек забойных путей в год;
S_7 — стоимость содержания 1 *км* путей в траншеях, руб.;
S_8 — расход за год на 1 $м^3$ по текущему разносу борта карьера, руб.;
S_9 — стоимость годового содержания 1 *км* соединительного пути, руб.;
S_{10} — стоимость годового содержания одного локомотива, руб.;
S_{11}, S_{12} — соответственно стоимости годового содержания одного думпкара на добыче и вскрыше, руб.;
ε_1 — капитальные затраты на строительство капитальных траншей, руб.;
ε_2 — капитальные затраты на строительство и укладку железнодорожных путей в капитальных траншеях, руб.;
ε_3 — капитальные затраты на укладку соединительных путей на горизонтах, руб.;
ε_4 — капитальные затраты на приобретение локомотивов, руб.;
ε_5, ε_6 — капитальные затраты на приобретение думпкаров на добыче и вскрыше, руб.;
$Э_1$, $Э_2$, $Э_3$, $Э_4$, $Э_5$, $Э_6$, $Э_7$ — соответственно эксплуатационные расходы на содержание капитальных тран-

шей, капитальных железнодорожных путей, по текущему разносу борта карьера, на содержание соединительных путей, на содержание локомотивов и думпкаров на добыче и вскрыше, руб.;

$t_{погр}$ — время погрузки состава, *мин*;

$A_{экг}$ — затраты на приобретение экскаватора, руб.;

$Э_{экг}$ — эксплуатационные затраты на содержание экскаватора, руб.;

$A_{з.\,э}$ — капитальные затраты на укладку забойного железнодорожного пути и приобретение экскаватора, руб.;

$Э_{з.\,э}$ — эксплуатационные расходы на экскаватор и содержание и передвижку забойных путей, руб.;

v_1 — расстояние от начала рабочего фронта до обменного пункта, *м*;

B — количество путей в траншее;

$R_{кр}$ — радиус кривой железнодорожного пути, *м*;

C_0 — длина тупика, *м*.

38,75 — стоимость 1 *м* забойного пути, руб.;

3,0 — стоимость передвижки 1 *м* забойного пути, руб.;

2,5 — стоимость годового содержания 1 *м* забойного пути, руб.;

2000 — стоимость укладки одного стрелочного перевода, руб.;

2700 — стоимость содержания одного стрелочного перевода, руб.;

120 — стоимость передвижки одного стрелочного перевода, руб.

Исходные данные для расчетов вскрытия месторождения

С быстрым развитием электронно-вычислительной техники появляется возможность при проектировании горных предприятий просчитывать многочисленное количество вариантов вскрытия месторождений и использования различных типов и марок думпкаров, вагонов и локомотивов. Для этого требуется составление специальной программы, отражающей сущность поставленной задачи. Ниже рассмотрен общий порядок расчета вскрытия месторождения при железнодорожном транспорте.

К исходным данным, необходимым для расчетов вскрытия, можно отнести:

Таблица 30

Исходные данные по карьеру, необходимые для расчетов вскрытия

j	h_j	y_j	l_j	x_j	$Ш_j$	V_j	γ_j	α_j	tg α_j
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
0	—	—	l_0	—	$Ш_0$	V_0	γ_0	—	—
1	h_1	y_1	l_1	x_1	$Ш_1$	V_1	γ_1	α_1	tg α_1
2	h_2	y_2	l_2	x_2	$Ш_2$	V_2	γ_2	α_2	tg α_2
3	h_3	y_3	l_3	x_3	$Ш_3$	V_3	γ_3	α_3	tg α_3
. . .	. . .	. . .	. . .	. . .	. . .	. . .	. . .	. . .	. . .
$n-1$	h_{n-1}	y_{n-1}	l_{n-1}	x_{n-1}	$Ш_{n-1}$	V_{n-1}	γ_{n-1}	α_{n-1}	tg α_{n-1}
n	h_n	$y_n=h_n\times$ $\times$ctg α_n	$l=l_{n-1}+$ $+2h_n$ctg α_n	$x_n=$ $=h_n$ctg α_n	—	—	—	α_n	tg α_n

ctg α_j	$Э_{j\,час}$	H_j	$R_j^н$	$R_{j\,кр}$	ctg φ_j	tg φ_j	$в_{j\,тр}$	$в_{j\,б}$
11	12	13	14	15	16	17	18	19
—	$Э_{0\,час}$	H_0	$R_0^н$	$R_{0\,кр}$	ctg φ_0	tg φ_0	—	—
ctg α_1	$Э_{1\,час}$	H_1	$R_1^н$	$R_{1\,кр}$	ctg φ_1	tg φ_1	$в_{1\,тр}$	$в_{1\,б}$
ctg α_2	$Э_{2\,час}$	H_2	$R_2^н$	$R_{2\,кр}$	ctg φ_2	tg φ_2	$в_{2\,тр}$	$в_{2\,б}$
ctg α_3	$Э_{3\,час}$	H_3	$R_3^н$	$R_{3\,кр}$	ctg φ_3	tg φ_3	$в_{3\,тр}$	$в_{3\,б}$
. . .	. . .	. . .	. . .	. . .	. . .	. . .	. . .	. . .
ctg α_{n-1}	$Э_{(n-1)\,час}$	H_{n-1}	$R_{n-1}^н$	$R_{(n-1)\,кр}$	ctg $\varphi_{n-1}=$ $=$ctg φ_n	tg $\varphi_{n-1}=$ $=$tg φ_n	$в_{(n-1)\,тр}$	$в_{(n-1)\,б}$
ctg α_n	—	$H_n=0$	—	—	—	—	—	—

думпкары и вагоны на вскрыше и добыче различной грузоподъемности (q изменяется от 50 до 180 $т$);

локомотивы со сцепным весом 80—150 $т$ и выше;

различные конструкции однопутевых и двухпутевых тупиков;

факторы, характеризующие геологические особенности месторождения.

По думпкарам и вагонам в расчет будут вводиться грузоподъемность, длина, коэффициент общего веса, стоимость приобретения и стоимость годового содержания. По локомотивам — их длина, сцепной вес, расчетная скорость движения на подъеме, скорости движения по забойным, соединительным, поверхностным и отвальным путям, капитальные затраты на приобретение и годовые эксплуатационные расходы на содержание их.

Зная годовую производственную мощность горного предприятия по полезному ископаемому, а также мощность вскрышных пород и полезной толщи, исходные данные по карьеру, необходимые для проектирования вскрытия, можно свести в специальную таблицу (табл. 30). В этой таблице приводится разбивка на уступы, и первым горизонтом обозначен второй снизу горизонт; для третьего снизу горизонта исходные данные (обведены жирной линией) показывают порядок размещения их в таблице; дно карьера считается нулевым горизонтом разработки.

Блок-схема 1 (рис. 126) также предусматривает подготовку исходных данных к расчету. В частности, в ней предусматривается определение для добычных и вскрышных работ:

а) полезных весов прицепной части поездов (условия 1 и 1′);

б) руководящих подъемов (условия 2 и 2′) по известным зависимостям;

в) соответствия руководящих подъемов рациональному интервалу (45—15‰);

г) длины поездов $L_п$, длины возможных однопутевых и двухпутевых тупиков C_1 и C_2 (условия 4—6 и 4′—6′).

Условиями 9 и 9′ вычисляется производительность каждого из горизонтов карьера, выраженная числом рейсов поездов определенного полезного веса (условия 1 и 1′).

Исследованиями Л. Г. Тымовского установлено, что однопутевой тупик в сутки имеет максимальную пропускную способность 130 пар поездов, а двухпутевой — 280. Сравнивая сумму числа рейсов поездов каждого горизонта нарастающим итогом от нижних горизонтов к верхним с числом 130 (условие 12), получим величину

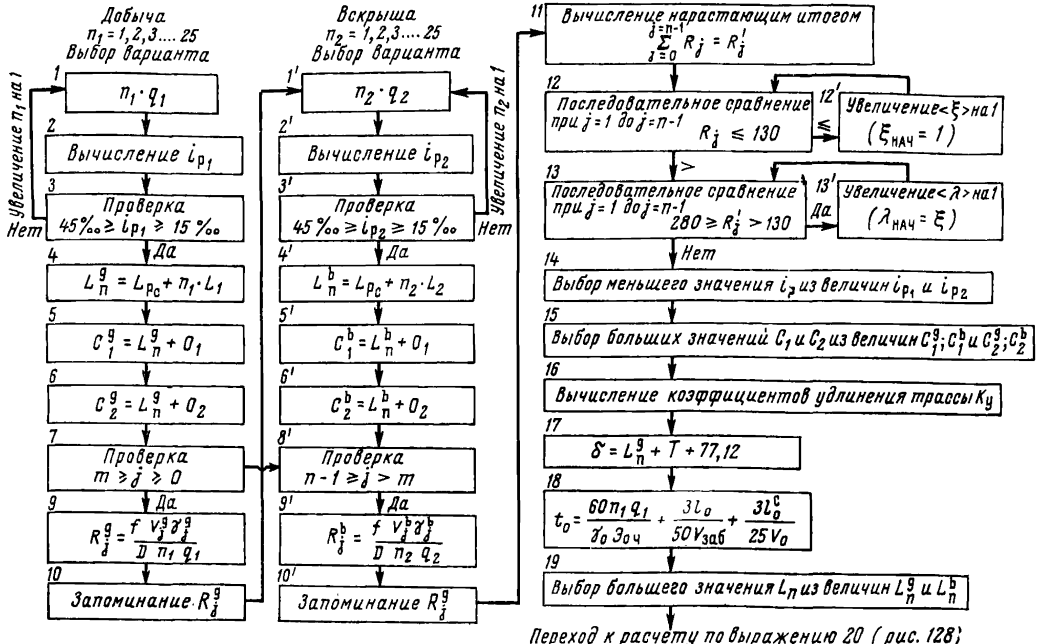


Рис. 126. Блок-схема

ξ (условие 12′), суть которой заключается в следующем: до порядкового номера горизонта, меньшего или равного ξ, необходимо устройство однопутевого тупика. Аналогично (условия 13 и 13′) определяется величина λ, по которой судят о границе применения двухпутевого тупика.

Так как найденные величины i_{p_1} и i_{p_2} будут различными, а вскрышные и добычные поезда могут следовать по одной трассе, то в дальнейших расчетах принимается меньшая величина подъема i_p и бо́льшие длины тупиков и поездов (условия 14, 15 и 19).

В начальный период разработки карьера ширина его дна не позволяет вписать кривую железнодорожного пути минимального двойного радиуса закругления. Значит на дне карьера на грузооборот одного горизонта надо устраивать однопутевой тупик длиной δ (условие 17, рис. 126).

Время погрузки состава $\left(\frac{60n_1q_1}{\gamma_0 Э_{0\text{час}}}\right)$, следующего с нулевого горизонта (согласно обозначениям табл. 30), движения его по забойному $\left(\frac{3l_0}{50v_{\text{заб}}}\right)$ и соединительному $\left(\frac{3l_0^{\text{с}}}{25v_{\text{с}}}\right)$ пути в груженом и порожнем направлениях определяется условием 18.

Вскрытие горизонтов карьера внутренними траншеями

Алгоритм [3] вскрытия месторождений в словесном выражении может быть представлен в виде следующей схемы (рис. 127). Математическое описание этого алгоритма приводится ниже в виде блок-схем 2—6. Основой для логико-математического описания вскрытия месторождений служит то, что линия направления трассы капитальных траншей располагается под небольшим углом (3—5°) к направлению протяженности карьерного поля. Поэтому проекцию длины трассы с определенным руководящим подъемом на простирание карьерного поля можно приравнять к действительной длине трассы.

При проектировании вскрытие горизонтов разработки месторождения рекомендуется производить внутренними траншеями от нижних горизонтов к верхним по следующим причинам:

объем горнокапитальных работ меньше по сравнению со вскрытием внешними траншеями;

более полное использование погоризонтных размеров карьерного поля для проложения трассы;

возможность вывести трассу капитальных траншей из карьерного поля к намеченному пункту на поверхности;

при наличии в схеме вскрытия тупиков решается количество горизонтов, вскрываемых внешней траншеей;

решается вопрос, с каких горизонтов применять групповое вскрытие или отдельные траншеи;

заранее известны объем дополнительного разноса борта карьера от размещения внутренних траншей и очертания нерабочего борта

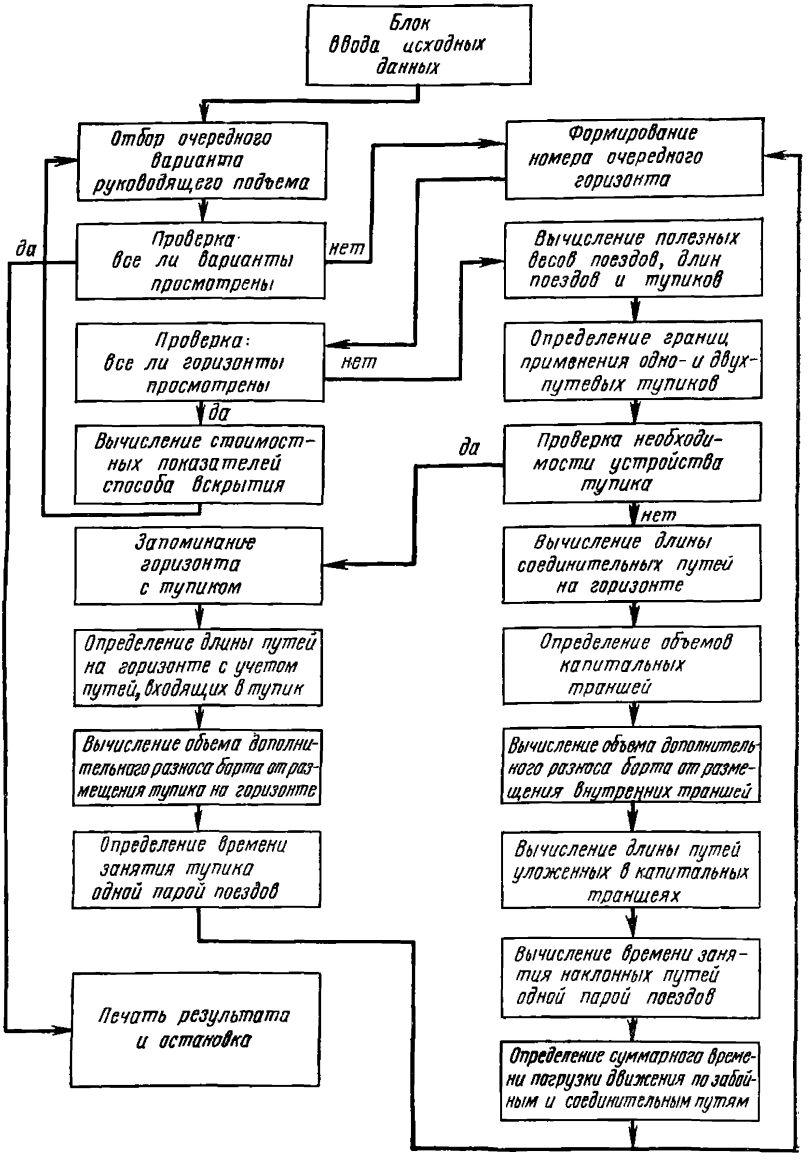


Рис. 127. Схема алгоритма вскрытия месторождения

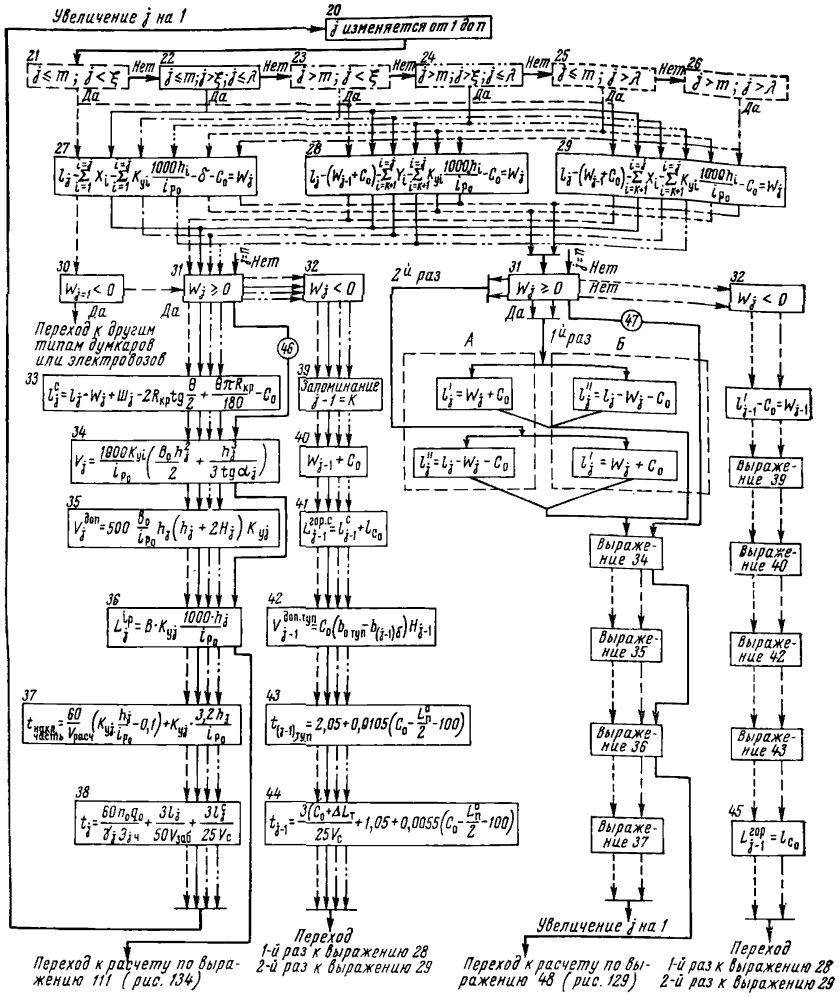


Рис. 128. Блок-схема 2 — вскрытие горизонтов карьера внутренними траншеями

карьера в плане, что очень важно для строительства горного предприятия.

Вскрытие горизонтов карьера внутренними траншеями можно представить в виде блок-схемы 2 (рис. 128).

Условиями 21—26 предусматривается определение принадлежности горизонта j: добычной, если $j \leqslant m$, или вскрышной, если

$j > m$; вскрывается с устройством однопутевого ($j \leqslant \xi$) или двухпутевого тупика ($j > \xi$; $j \leqslant \lambda$; $j > \lambda$).

Допустим, что выполняется условие 21, т. е. горизонт добычной и должен вскрываться с применением в расчете однопутевого тупика (C_0). Тогда по результату выражения 27 (W_j) можно судить о прокладывании трассы внутренней капитальной траншеи на очередной вскрываемый горизонт. Если $W_j \geqslant 0$, то трасса вмещается в размер карьерного поля (условие 31 на рис. 128); в противном случае необходимо устройство тупика (условие 32). Если $W_{j=1} < 0$ (условие 30), то нижний (нулевой) горизонт карьера мы не вскроем и вынуждены будем применять более мощный локомотив или думпкары меньшей грузоподъемности.

При $W_j \geqslant 0$ расчет следует вести, как показано стрелками на блок-схеме 2 (рис. 128), т. е. по выражениям 33; 34, 35, 36, 37 и 38, которыми соответственно определяются: длина соединительного пути очередного вскрываемого горизонта (согласно обозначениям табл. 30—первого); объем внутренней капитальной траншеи; объем дополнительного разноса борта карьера от размещения на нем внутренней траншеи; длина путей в капитальной траншее в зависимости от величины руководящего подъема; время занятия поездом путей капитальной траншеи в груженом и порожнем направлениях; время погрузки состава очередного вскрываемого горизонта, движения его по забойному и соединительному путям туда и обратно.

После расчета по выражению 38 часть времени рейса поезда t_0 (условие 18, блок-схема 1), идущего с нулевого горизонта, должно быть увеличено на результат вычисления по выражению 37 (рис. 128). Далее j увеличивается на 1 и проверяется выполнение одного из условий 21—24.

При выполнении одного из условий 21—24 и положительной величины результата W_j выражения 27 расчет повторяется по формулам 33—38 и т. д.

По получении $W_j < 0$ (условие 32) — очередной горизонт не вскрыт — расчет должен быть однократно произведен по выражениям 39—44, предусматривающим соответственно: запоминание горизонта устройства тупика; вычисление суммы $(W_{j-1} + C_0)$, входящей в выражения 28 и 29; увеличение соединительного пути на горизонте на длину путей, входящих в тупик (l_{c_0}); определение объема дополнительного разноса борта карьера от размещения тупика; время захода поездов, следующих с нижележащих горизонтов, на тупик и выхода из него; время захода поездов, следующих с горизонта устройства тупика, на тупик и выхода из него.

Следовательно, после устройства тупика (рис. 128) и вычисления по выражению 44 часть времени рейса поездов, следующих с нулевого горизонта, будет равна сумме результатов вычислений по выражениям 18 (блок-схема 1), 37 и 43 (блок-схема 2), а часть времени рейса поездов, следующих с горизонта устройства тупика, — сумме результатов вычислений по выражениям 38 и 44 (блок-схема 2).

Как показано выше, при $W_j < 0$ на горизонте $(j-1)$ устраивается тупик и трасса делает поворот в противоположную сторону. После устройства тупика, выполняя одно из условий 21—24, в расчет вводится выражение 28 (вместо 27) с последующим использованием выражений:

I вариант:

21—24 → 28 $(W_j \geqslant 0)$ → 33—38 → 20 → 21—24 и т. д.

II вариант:

21—24 → 28 $(W_j < 0)$ → 39—44 и переход к выражению 29.

Таким образом, при получении первой отрицательной (каждой нечетной) величины W_j цикл расчета повторяется с использованием выражения 28; при получении второй (каждой четной) отрицательной величины W_j цикл расчета повторяется с введением в расчет выражения 29, не возвращаясь к выражению 27, которое используется первоначально до первого отрицательного результата W_j.

Значение величины C_0, входящей в выражение 27, исходя из выполнения условий 21—26, может быть принято следующим:

$j \leqslant m$ $j \geqslant \xi$	$j \leqslant m$; $j > \xi$ $j \leqslant \lambda$	$j > m$ $j \leqslant \xi$	$j \leqslant m$ $j > \lambda$	$j > m$; $j > \xi$ $j \leqslant \lambda$	$j > m$ $j > \lambda$
$C_1^{д}$	$C_2^{д}$	$C_1^{в}$	$C_2^{д}$	$C_2^{в}$	$C_2^{в}$

Значения величин $2C_0$, входящих в выражения 28 и 29, могут быть приняты по табл. 31.

Таблица 31

Значения величин $2C_0$

Тупик на горизонте $j-1=K$	$j \leqslant m$ $j \leqslant \xi$	$j=m$; $j > \xi$ $j \leqslant \lambda$	$j > m$ $j \leqslant \xi$	$j \leqslant m$ $j > \lambda$	$j > m$; $j > \xi$ $j \leqslant \lambda$	$j > m$ $j > \lambda$
$C_1^{д}$	$2C_1^{д}$	$C_1^{д}+C_2^{д}$	$C_1^{д}+C_1^{в}$	$C_1^{д}+C_2^{д}$	$C_1^{д}+C_2^{в}$	$C_1^{д}+C_2^{в}$
$C_2^{д}$	—	$2C_2^{д}$	—	$C_2^{д}+C_2^{в}$	$C_2^{д}+C_2^{в}$	$C_2^{д}+C_2^{в}$
$C_1^{в}$	—	—	$2C_1^{в}$	—	$C_1^{в}+C_2^{в}$	$C_1^{в}+C_2^{в}$
$C_2^{в}$	—	—	—	—	$2C_2^{в}$	$2C_2^{в}$

При вскрытии последнего (самого верхнего, $j = n$) горизонта условием 46 должна быть предусмотрена проверка пропускной способности ограничивающего перегона и принятие на нем одного, двух и т. д. путей.

Вскрыв все горизонты карьера, из составных частей времени следования по отдельным участкам определяется полное время рейса по карьеру локомотивосоставов, следующих с каждого горизонта разработки.

При выполнении условий 25—26 (блок-схема 2), т. е. когда на двухпутевой тупик должно проследовать свыше 280 пар поездов в сутки, расчет аналогичен вышеуказанному. Только в этом случае трасса внутренних капитальных траншей должна выводиться на поверхность обособленно (рис. 128) с запоминанием размеров карьерных полей, рассекаемых ею (запоминаются данные A и $Б$ в блок-схеме 2 — размеры карьера l'_j и l''_j, лежащие по обе стороны проложенной трассы — первой.

Вскрытие оставшихся горизонтов (групповое вскрытие) осуществляется по блок-схеме 3 (рис. 129) — второй трассой.

Вскрытие горизонтов полутраншеями на отстроенном борту карьера (блок-схема 3, рис. 129)

Проложением первой трассы (рис. 128), учитывая пропускную способность двухпутевого тупика, не была обеспечена транспортной связью часть горизонтов, считая снизу от нулевого горизонта. Следовательно, вторую трассу мы должны проводить по отстроенному борту карьера на «оставшихся его длинах» (данные A и $Б$ блок-схемы 2).

Так как невскрытыми является часть горизонтов, то, так же как и в блок-схеме 2, горизонт с порядковым номером $\lambda + 1$ можно считать «дном» второго карьера.

При проведении второй трассы, если вскрываются вскрышные горизонты, в расчет должны вводиться величина руководящего подъема, длина поездов, одно- и двухпутевых тупиков, определяемые соответственно условиями 2′, 4′ — 6′ (блок-схемы 1).

Расчет вскрытия второй трассой (групповое вскрытие) можно вести следующим образом.

Условием 48 определяется нарастающим итогом сумма чисел рейсов поездов от порядкового номера горизонта $j = \lambda + 1$ до последнего горизонта $j = n - 1$ (в общем случае). Затем условиями 49 и 51 производится последовательное сравнение указанных сумм со значениями величин 130 и 280, т. е. определяются величины ξ' и λ' (по условиям 50 и 52), показывающие границы введения в расчет однопутевых и двухпутевых тупиков при проложении второй трассы. Для привязки к порядковым номерам горизонтов первой трассы по выражениям 53 находятся значения ξ_1 и λ_1. По условию 54 определяется угол откоса борта карьера, на котором проводятся полутраншеи.

Естественно, что длина соединительного пути на горизонте $j = \lambda + 1$ будет равна длине карьера вкрест простирания, а время погрузки локомотивосостава, движение его по забойному и соединительному путям в грузовом и порожняковом направлениях на этом горизонте можно определить по выражению 57.

Таким образом, имея все необходимые данные, можно проводить вторую трассу по отстроенному уже борту карьера.

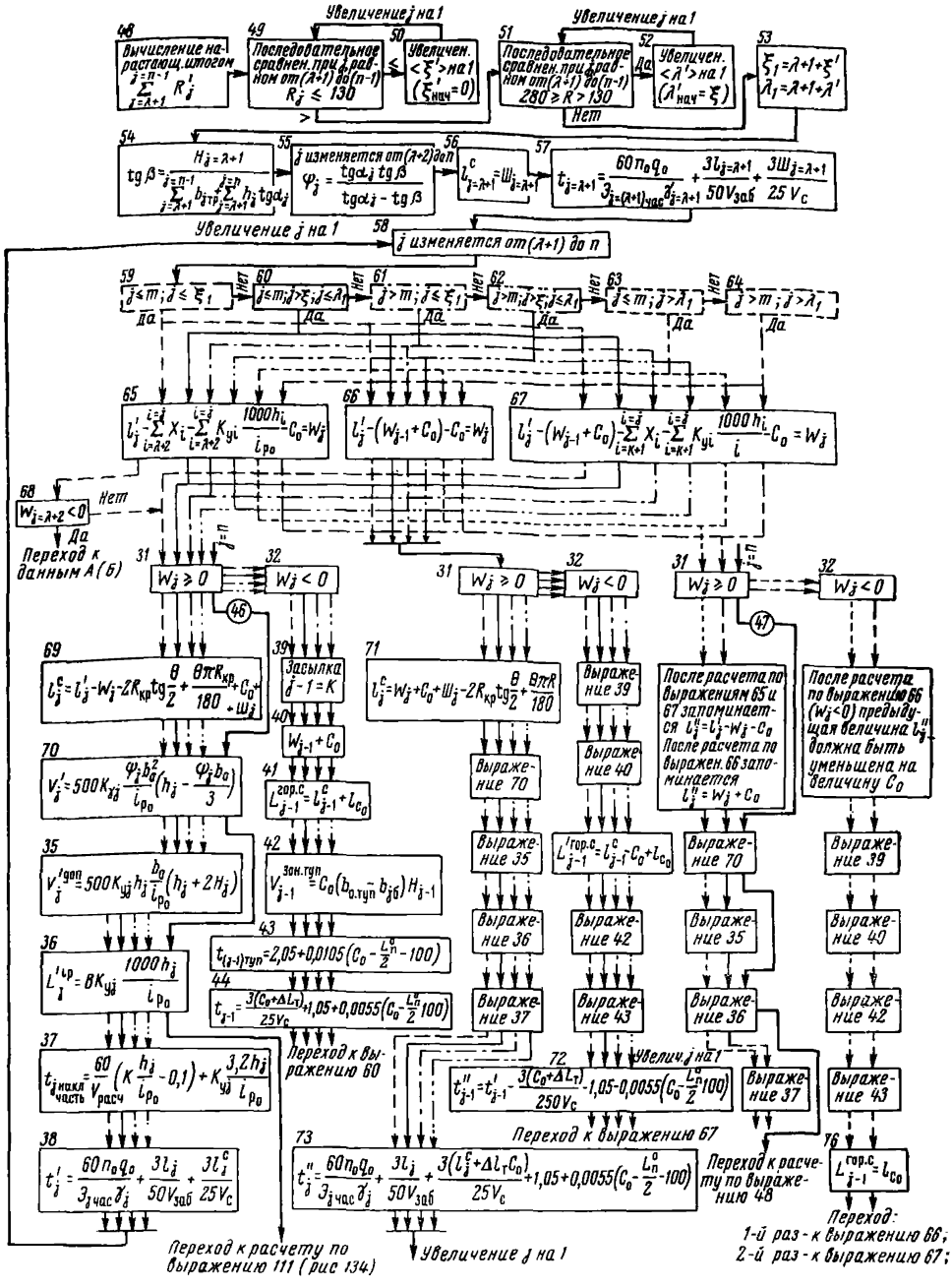


Рис. 129. Блок-схема 3 — вскрытие горизонтов полутраншеями на отстроенном борту карьера

Порядок вскрытия горизонтов остается прежним — от горизонта $(\lambda + 1)$ до n-го, самого верхнего.

Проверяя выполнение одного из условий 59—62, при положительной величине результата W_j выражения 65 (условие 31) расчет должен быть произведен по формулам 69—70 и 35—38, которыми соответственно определяются: длина соединительного пути на вскрытом горизонте; объем проводимой капитальной полутраншеи; о формулах 35—38 было сказано при описании блок-схемы 2.

После расчета по выражению 38 часть времени рейса локомотивосостава, следующего с горизонта $j = \lambda + 1$ (выражение 57), должно быть увеличено на результат формулы 37. Затем j увеличивается на 1 и вновь проверяется выполнение условий 59—62.

При выполнении неравенства $W_{j=\lambda+2} < 0$, если в расчет были взяты данные A (блок-схема 2), следует сделать переход к данным $Б$ (или наоборот).

По получении отрицательной величины W_j по выражению 65 (условие 32) расчет однократно надо провести по выражениям 39—44, а затем перейти к расчету с введением выражения 66, т. е. расчет вести по формулам в следующем порядке: условия 59—62→ 66 →31→ → 71→ 70 → 35 — 37 → 73, а потом увеличивать j на 1 и повторять цикл расчета, если $W_j \geqslant 0$. В этом цикле выражение 73 предусматривает увеличение времени рейса локомотивосоставов на заход на трассу капитальных траншей «против шерсти».

Если по выражению 66 получена отрицательная величина W_j, то расчет производится по условиям 32 → 39 → 40 → 74 → 42 → → 43 → 72 и осуществляется переход к расчету с введением в него выражения 67. Порядок использования в расчетах формул 65—67 такой же, как и в блок-схеме 2 выражений 27—29.

С выполнением условий 63 и 64, когда $j > \lambda_1$, после расчетов по выражениям 65 и 67 обязательно запоминание величины

$$l_j = l'_j - W_j - C_0. \tag{316}$$

После расчета по 66 необходимо запомнить величину

$$l_j = W_j + C_0. \tag{317}$$

Эти величины необходимы будут при проложении третьей трассы и т. д.

Таким образом, по блок-схемам 2 и 3 может быть представлен расчет вскрытия горизонтов карьера внутренними траншеями и полутраншеями.

Глубина заложения внешней траншеи

Вскрытие месторождений можно осуществлять следующим образом:

все горизонты карьера вскрыты внутренними траншеями;
все горизонты карьера вскрыты внешними траншеями;
часть верхних горизонтов вскрыта внешними траншеями; а остальные горизонты (нижние) — внутренними.

В практике открытых разработок при значительной глубине карьеров предпочтение всегда отдают вскрытию внутренними траншеями, для которого характерен минимальный объем горнокапитальных работ и значительное количество тупиков, усложняющих организацию движения поездов и увеличивающих время их рейса.

Вскрытие всех горизонтов разработки внешними траншеями характерно для месторождений, залегающих на малой глубине. Глубокие горизонты карьеров невыгодно вскрывать внешними траншеями из-за большого объема горностроительных работ.

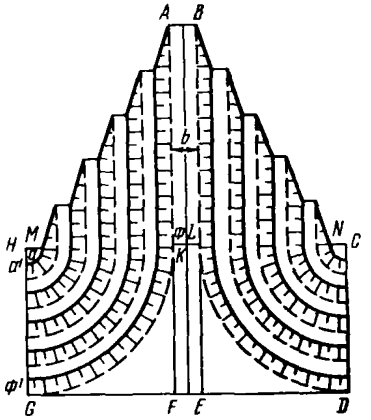


Рис. 130. Внешняя траншея с кривыми примыкания на оба борта

Наибольшее распространение получило вскрытие месторождений комбинацией внешних и внутренних траншей.

При использовании железнодорожного транспорта могут найти применение внешние траншеи с кривыми примыкания на один и оба борта карьера.

Определение объема внешней траншеи с кривыми примыкания на оба борта (рис. 130). Задаются минимальным радиусом кривой для железнодорожного транспорта, который, очевидно, будет приемлем для самого верхнего горизонта — уступа внешней траншеи. Заданный радиус

$$R_{1\,кр} = R_1^в + h_1 \operatorname{ctg} \alpha_1 + \frac{b_{1\,тр}}{2}. \qquad (318)$$

Исходя из этого можно определить радиусы верхних $R^в$ и нижних $R^н$ линий бровок нижележащих берм и горизонтальные заложения откосов уступов. Для каждого горизонта $R^в < R^н$ на величину $h \operatorname{ctg} \alpha$, где h — высота уступа, а α — угол его устойчивого откоса.

В общем случае радиусы $R^н$, выраженные через $R_1^в$ — радиус кривой верхней бровки первого сверху горизонта, будут:

для одного уступа (самого верхнего)

$$R_1^н = R_1^в + h_1 \operatorname{ctg} \alpha_1; \qquad (319)$$

для второго уступа

$$R_2^н = R_1^в + \sum_{i=1}^{i=2} h_i \operatorname{ctg} \alpha_i + b_{1\,тр}; \qquad (320)$$

для v-го уступа

$$R_v^н = R_1^в + \sum_{i=1}^{i=v} h_i \operatorname{ctg} \alpha_i + \sum_{i=1}^{i=v-1} b_{i\,тр}. \qquad (321)$$

Зная радиус $R_1^в$, можно определить и радиусы кривых железнодорожного пути на каждом горизонте:

на первом (сверху)

$$R_{1\,кр} = R_1^в + h_1 \operatorname{ctg} \alpha_1 + \frac{b_{1\,тр}}{2}; \qquad (322)$$

на втором

$$R_{2\,кр} = R_1^в + \sum_{i=1}^{i=2} h_i \operatorname{ctg} \alpha_i + b_{i\,тр} + \frac{b_{2\,тр}}{2}; \tag{323}$$

. . . . . .

на ν-м горизонте

$$R_{\nu\,кр} = R_1^в + \sum_{i=1}^{i=\nu} h_i \operatorname{ctg} \alpha_i + \sum_{i=1}^{i=\nu-1} b_{i\,тр} + \frac{b_{\nu\,тр}}{2}. \tag{324}$$

Располагая кривые на горизонтальных площадках, необходимо внешнюю траншею проводить до заданных отметок подошв уступов карьера. Объемы работ при этом могут быть значительными. Для их уменьшения кривые примыкания нужно устраивать на подъеме, а траншею проводить до определенной глубины на каждом горизонте.

Подъем на кривой

$$i_{кр} = i_р - \frac{700}{R_{кр}}, \tag{325}$$

где $i_р$ — руководящий подъем;

$R_{кр}$ — радиус кривой железнодорожного пути.

Определяем подъемы на кривых для горизонтов, подставляя величины $R_{1кр} > R_{2кр}, \ldots, R_{\nu кр}$:

$i_{1кр}$ — подъем на кривой на первом верхнем уступе;

$i_{2кр}$ — подъем на кривой на втором (сверху) уступе;

. . . . . .

$i_{\nu кр}$ — подъем на кривой на ν-м уступе.

Протяженность кривых на каждом горизонте можно определить по выражению

$$l_{кр} = 2\pi R_{кр} \frac{\beta}{360}; \tag{326}$$

на первом сверху уступе

$$l_{1\,кр} = 2\pi R_{1\,кр} \frac{\beta}{360}; \tag{327}$$

на втором уступе

$$l_{2\,кр} = 2\pi R_{2\,кр} \frac{\beta}{360}; \tag{328}$$

. . . . . .

на ν-м уступе

$$l_{\nu\,кр} = 2\pi R_{\nu\,кр} \frac{\beta}{360}, \tag{329}$$

где β — угол между осями наклонной и разрезной траншей.

Разность отметок между началом и концом кривой для 1-го, 2-го, . . ., ν-го уступов составит:

$$l_{1\,кр} i_{1\,кр}; \tag{330}$$

$$l_{2\,кр} i_{2\,кр}; \tag{331}$$

. . . . .

$$l_{\nu\,кр} i_{\nu\,кр}. \tag{332}$$

Объем внешней траншеи с кривыми примыкания на обоих бортах в общем виде

$$V = V_1 + V_2 - V_3, \ м^3, \tag{333}$$

где V_1 — объем внешней траншеи с вертикальным торцом;

V_2 — объем от кривых примыкания;

V_3 — объем обратного откоса траншеи.

Объем V_1 (V_{ABNM} на рис. 130) необходимо рассчитывать до глубины:
на первом сверху уступе

$$h_1 - l_{1\,кр} i_{1\,кр} = H_1^*; \tag{334}$$

на втором сверху уступе

$$\sum_{i=1}^{i=2} h_i - l_{2\,кр} = H_2'; \tag{335}$$

. . . . . .

на ν-м уступе

$$\sum_{i=1}^{i=\nu} h_i - l_{\nu\,кр} i_{\nu\,кр} = H_\nu'. \tag{336}$$

Следовательно, внешнюю траншею с вертикальным торцом надо проводить до глубины H_ν^*, *м*.

Если обозначить транспортные бермы через $b_{тр}$, а ширину траншеи поннзу через b, то объем наклонной внешней траншеи с вертикальным откосом для ν уступов составит:

$$V_1 = \frac{H_\nu'^2}{i_р}\left(\frac{b}{2} + \frac{H_\nu'}{3\,\mathrm{tg}\,\alpha_\nu}\right) + \frac{1}{i_р}\sum_{i=1}^{i=\nu-1} b_{i\,тр} H_i'^2,\ м^3. \tag{337}$$

Формулой (337) в таком виде пользоваться неудобно, поэтому, приняв во внимание выражения (325—336), напишем ее в развернутом виде:

$$V_1 = 1000\frac{\left[\sum_{i=1}^{i=\nu} h_i - \frac{\pi R_{\nu\,кр}\left(i_р - \frac{700}{R_{\nu\,кр}}\right)}{2000}\right]}{i_р} \times$$

$$\times\left[\frac{b}{2} + \frac{\sum_{i=1}^{i=\nu} h_i - \frac{\pi R_{\nu\,кр}\left(i_р - \frac{700}{R_{\nu\,кр}}\right)}{2000}}{i_р}\right] +$$

$$+\frac{1000}{i_р}\sum_{i=1}^{i=\nu-1}\left\{b_{i\,тр}\left[h_i - \frac{\pi R_{\nu\,кр}\left(i_р - \frac{700}{R_{\nu\,кр}}\right)}{2000}\right]^2\right\},\ м^3. \tag{338}$$

Объем от кривых примыкания V_2 можно определить следующим образом. Он будет складываться из объемов в плане V_{HKFG}, V_{KLEF} и V_{CDEL} (рис. 130) за вычетом части объемов усеченных конусов. Очевидно, что $V_{HKFG} = V_{CDEL}$.

V_{HKFG} определяем как разность объемов прямоугольного параллелепипеда $HKFG$ высотой $H_\nu = \sum_{i=1}^{i=\nu} h_i$ и усеченного конуса $H_{аффа'}$ с той же высотой H_ν. Действительная же высота усеченного конуса и прямоугольного параллелепипеда изменяется от $\sum_{i=1}^{i=\nu} h_i$ до $\sum_{i=1}^{i=\nu} h_i - l_{\nu\,кр}\, i_{\nu\,кр} = H_\nu'$, потому что кривые расположены на подъеме. Возможная ошибка в объемах здесь незначительная, так как уменьшение высоты имеет место в обоих телах приблизительно в равной степени.

Объем прямоугольного параллелепипеда

$$V_{\text{п. п}} = L_{HK} L_{HG} H_{\text{у}} = R_{\text{у}}^{\text{н}^2} \sum_{i=1}^{i=\text{у}} h_i. \tag{339}$$

Объем части усеченного конуса

$$V_{\text{у. к}} = \frac{\pi H_{\text{у}}}{4} \left(R_{\text{у}}^{\text{н}^2} + R_{\text{у}}^{\text{н}} H_{\text{у}} \operatorname{ctg} \varphi_{\text{у}} + \frac{H_{\text{у}}^2 \operatorname{ctg}^2 \varphi_{\text{у}}}{3} \right), \tag{340}$$

где

$$\operatorname{ctg} \varphi_{\text{у}} = \frac{H_{\text{у}} \operatorname{ctg} \alpha_{\text{у}} + \sum_{i=1}^{i=\text{у}-1} b_{i\ \text{тр}}}{H_{\text{у}}}. \tag{341}$$

Разность объемов

$$V_{\text{п. п}} - V_{\text{у. к}} = H_{\text{у}} R_{\text{у}}^{\text{н}^2} - \frac{\pi H_{\text{у}}}{4} \left(R_{\text{у}}^{\text{н}^2} + R_{\text{у}}^{\text{н}} H_{\text{у}} \operatorname{ctg} \varphi_{\text{у}} + \frac{H_{\text{у}}^2 \operatorname{ctg}^2 \varphi_{\text{у}}}{3} \right). \tag{342}$$

К объему, вычисляемому по выражению (342), необходимо прибавить объемы от транспортных берм-полутраншей.

Объемы полутраншей:

для первого сверху уступа

$$\frac{l_{1\ \text{кр}} b_{1\ \text{тр}}^2 \psi}{2}; \tag{343}$$

для второго уступа

$$\frac{l_{2\ \text{кр}} b_{2\ \text{тр}}^2 \psi}{2}; \tag{344}$$

. . . . . .

для (ν — 1)-го уступа

$$\frac{l_{(\text{у}-1)\ \text{кр}} b_{(\text{у}-1)\ \text{тр}}^2 \psi}{2}, \tag{345}$$

где

$$\psi = \frac{\operatorname{tg} \alpha_{\text{у}} \operatorname{tg} \varphi_{\text{у}}}{\operatorname{tg} \alpha_{\text{у}} - \operatorname{tg} \varphi_{\text{у}}}, \tag{346}$$

или объемы полутраншей для 1-го, 2-го, . . ., (ν — 1)-го уступов соответственно:

$$\frac{\pi \psi R_{1\ \text{кр}} b_{1\ \text{тр}}^2}{4}; \tag{347}$$

$$\frac{\pi \psi R_{2\ \text{кр}} b_{2\ \text{тр}}^2}{4}; \tag{348}$$

. . . . . .

$$\frac{\pi \psi R_{(\text{у}-1)\ \text{кр}} b_{(\text{у}-1)\ \text{тр}}^2}{4}. \tag{349}$$

В общем виде сумму объемов полутраншей можно представить так:

$$\frac{\pi \psi}{4} \sum_{i=1}^{i=\text{у}-1} b_{i\ \text{тр}} R_{i\ \text{кр}}. \tag{350}$$

Объем V_{KLEF} равен:

$$V_{KLEF} = b R_{\text{у}}^{\text{н}} \left(H_{\text{у}}^{*} - \frac{H_{\text{у}} - H'_{\text{у}}}{2} \right) =$$

$$= b R_{\text{у}}^{\text{н}} \left[\sum_{i=1}^{i=\text{у}} h_i - \frac{\pi R_{\text{у кр}} \left(i_{\text{р}} - \frac{700}{R_{\text{у кр}}} \right)}{4000} \right]. \tag{351}$$

Объем от кривых примыкания составит:

$$V_2 = 2\left[R_{\text{у}}^{\text{н}^2} H_{\text{у}} - \frac{\pi H_{\text{у}}}{4}\left(R_{\text{у}}^{\text{н}^2} + R_{\text{у}}^{\text{н}} H_{\text{у}} \operatorname{ctg}\varphi_{\text{у}} + \frac{H_{\text{у}}^2 \operatorname{ctg}^2\varphi_{\text{у}})}{3}\right) + \right.$$

$$\left. + \frac{\pi\psi}{4}\sum_{i=1}^{i=\text{у}-1} b_{i\ \text{тр}} R_{i\ \text{кр}}\right] + bR_{\text{у}}^{\text{н}}\left[H_{\text{у}} - \frac{\pi R_{\text{у кр}}\left(i_{\text{р}} - \dfrac{700}{R_{\text{у кр}}}\right)}{4000}\right]. \qquad (352)$$

Объем обратных откосов для любого количества горизонтов

$$V_3 = \frac{H_{\text{у}}^2 \operatorname{ctg}\varphi_{\text{у}}}{2}(2R_{\text{у}}^{\text{н}} + b). \qquad (353)$$

Таким образом, объем внешней траншеи с кривыми примыкания на оба борта для у уступов составит:

$$V_{\text{у}} = 1000\frac{\left[H_{\text{у}} - \dfrac{\pi R_{\text{у кр}}\left(i_{\text{р}} - \dfrac{700}{R_{\text{у кр}}}\right)}{2000}\right]^2}{i_{\text{р}}} \times$$

$$\times\left[\frac{b}{2} + \frac{H_{\text{у}} - \dfrac{\pi R_{\text{у кр}}\left(i_{\text{р}} - \dfrac{700}{R_{\text{у кр}}}\right)}{2000}}{3\operatorname{tg}\alpha_{\text{у}}}\right] +$$

$$+ \frac{1000}{i_{\text{р}}}\sum_{i=1}^{i=\text{у}-1}\left\{b_{i\ \text{тр}}\left[h_i - \frac{\pi R_{i\ \text{кр}}\left(i_{\text{р}} - \dfrac{700}{R_{i\ \text{кр}}}\right)}{2000}\right]^2\right\} +$$

$$+ 2\left[R_{\text{у}}^{\text{н}^2} H_{\text{у}} - \frac{\pi H_{\text{у}}}{4}\left(R_{\text{у}}^{\text{н}^2} + R_{\text{у}}^{\text{н}} H_{\text{у}} \operatorname{ctg}\varphi_{\text{у}} + \frac{H_{\text{у}}^2 \operatorname{ctg}^2\varphi_{\text{у}}}{3}\right) + \frac{\pi\psi}{4}\sum_{i=1}^{i=\text{у}-1} b_{i\ \text{тр}} R_{i\ \text{кр}}\right] +$$

$$+ bR_{\text{у}}^{\text{н}}\left[H_{\text{у}} - \frac{\pi R_{\text{у кр}}\left(i_{\text{р}} - \dfrac{700}{R_{\text{у кр}}}\right)}{4000}\right] - \frac{H_{\text{у}}^2 \operatorname{ctg}\varphi_{\text{у}}}{2}(2R_{\text{у}}^{\text{н}} + b),\ м^3, \qquad (354)$$

где $b_{\text{тр}}$ — ширина транспортных берм;
b — ширина внешней траншеи понизу;
у — число горизонтов, вскрываемых внешней траншеей;
$H_{\text{у}}$ — глубина заложения внешней траншеи;
$\alpha_{\text{у}}$ — угол устойчивого откоса уступа;
$\varphi_{\text{у}}$ — угол откоса борта траншеи на участке кривой примыкания;
$i_{\text{р}}$ — величина руководящего подъема.

Определение объема внешней траншеи с кривыми примыкания на одном борту (рис. 131). В этом случае объем внешней траншеи будет равняться половине объема,

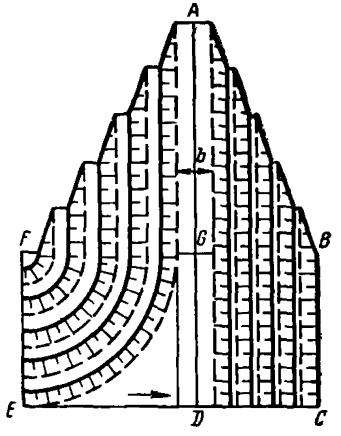


Рис. 131. Внешняя траншея с кривыми примыкания на одном борту

вычисляемого по формуле (354), т. е. V_{ADEF} на рис. 131, и объему в плане V_{ABCD}, который складывается из половины объема внешней траншеи с вертикальным откосом V_{ABG}, где вместо транспортных берм $b_{тр}$ принимают бермы безопасности C, и объема V_{BCDG}:

$$V_{ABG}=\frac{1}{2}\left\{1000\,\frac{H_{у}-\left[\dfrac{\pi R_{укр}\left(i_{р}-\dfrac{700}{R_{укр}}\right)}{2000}\right]^{2}}{i_{р}}\cdot\left[\frac{b}{2}+\frac{H_{у}-\dfrac{\pi R_{укр}\left(i_{р}-\dfrac{700}{R_{укр}}\right)}{2000}}{3\operatorname{tg}\alpha_{у}}\right]+\right.$$

$$\left.+\frac{1000}{i_{р}}\sum_{i=1}^{i=у-1}C_{i}\left[h_{i}-\frac{\pi R_{i\,кр}\left(i_{р}-\dfrac{700}{R_{i\,кр}}\right)}{2000}\right]^{2}\right\},\ м^{3},\qquad(355)$$

где C_i — ширина берм безопасности.

Объем V_{BCDG} для $у$ уступов равен:

$$V_{BCDG}=\left[\frac{R^{н}_{у}+R^{в}_{1}+\sum_{i=1}^{i=у-1}b_{i\,тр}}{2}\cdot H_{у}-\frac{\pi R_{укр}\left(i_{р}-\dfrac{700}{R_{укр}}\right)R^{н}_{у}}{4000}-\right.$$

$$\left.-\frac{H_{у}\sum_{i=1}^{i=у-1}b_{i\,тр}}{2}\right]\cdot\left(\frac{b}{2}+\sum_{i=1}^{i=у-1}C_{i}+H_{у}\operatorname{ctg}\alpha_{у}\right),\ м^{3}.\qquad(356)$$

Если обозначить через X выражение (354), то объем внешней траншеи с кривыми примыкания на одном борту составит для $у$ уступов:

$$V^{*}_{у}=\frac{1}{2}\left[X+1000\,\frac{(H_{у}-\mu_{у})^{2}}{i_{р}}\cdot\left(\frac{b}{2}+\frac{H_{у}-\mu_{у}}{3\operatorname{tg}\alpha_{у}}\right)+\frac{1000}{i_{р}}\sum_{i=1}^{i=у-1}C_{i}\,(h_{i}-\mu_{i})^{2}\right]+$$

$$+\left(\frac{R^{н}_{у}+R^{в}_{1}+\sum_{i=1}^{i=у-1}b_{i\,тр}}{2}\cdot H_{у}-\frac{\mu_{у}R^{н}_{у}}{2}-\frac{H_{у}\sum_{i-1}^{i=у-1}b_{i\,тр}}{2}\right)\times$$

$$\times\left(\frac{b}{2}+\sum_{i=1}^{i=у-1}C_{i}+H_{у}\operatorname{ctg}\alpha_{у}\right),\ м^{3},\qquad(357)$$

где

$$\mu_{у}=\frac{\pi R_{укр}\left(i_{р}-\dfrac{700}{R_{укр}}\right)}{2000}.\qquad(358)$$

Формулы (354) и (355) точно отражают объемы траншей с кривыми примыкания на одном и обоих бортах. Некоторая их громоздкость объясняется тем, что они составлены для разных высот уступов, транспортных берм и берм безопасности (случаи наиболее частые в практике проектирования).

Применение внешних траншей должно способствовать уменьшению суммы капитальных затрат и эксплуатационных расходов на вскрытие и разработку месторождения. Допустим, что месторо-

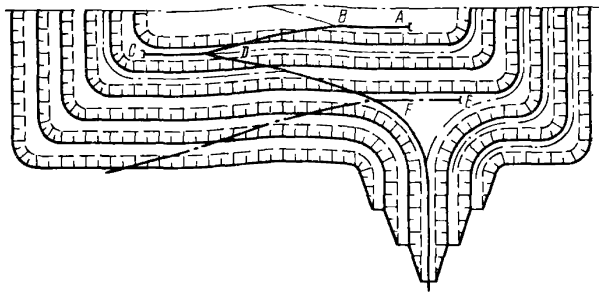


Рис. 132. Вскрытие внешней траншеей трех верхних горизонтов

ждение вскрыто внешними траншеями, как показано на рис. 132. При руководящем подъеме i_p в схеме вскрытия получено два тупика CD и EF. В этом случае можно рассмотреть только три варианта заложения внешней траншеи:

на три горизонта с ликвидацией тупика EF;

на пять горизонтов с ликвидацией тупика CD;

на глубину отработки месторождения.

Рассмотрим в общем случае расчетную часть привязки внешней траншеи к карьерному полю. Как известно, внешнюю траншею необходимо проводить до горизонта, на котором расположен тупик. Предположим, что на K-м горизонте при вскрытии внутренними траншеями расположен тупик длиной C_0, а величина недоиспользованного фронта работ для проложения трассы на этом же горизонте равна W_K. Принимая минимальный радиус кривой железнодорожного пути 100 *м*, можем записать

$$(W_к + C_0) - (R^{н}_{к} + 100) = Z_к. \tag{359}$$

При $Z_н \geqslant 0$ внешняя траншея с кривыми примыкания впишется в размеры карьерного поля, как показано на рис. 132. Если же $Z_K < 0$, то можно вычислить:

$$Z'_K = l_K - (W_K + C_0) - (R^{н}_{к} + 100), \tag{360}$$

где l_K — длина фронта на K-м горизонте по нерабочему борту карьера.

При $Z'_K \geqslant 0$ кривые примыкания внешней траншеи будут расположены по другую сторону от тупика, расположенного на K-м горизонте. Расчетная часть вскрытия горизонтов карьера внешними траншеями показана на блок-схеме 4 (рис. 133). Эта блок-схема условиями 21—40 повторяет блок-схему 128, т. е. расчет идет по последней схеме до горизонта расположения тупика. Затем условиями 78 и 81 определяется направление расположения соединительных путей по кривым примыкания внешней траншеи.

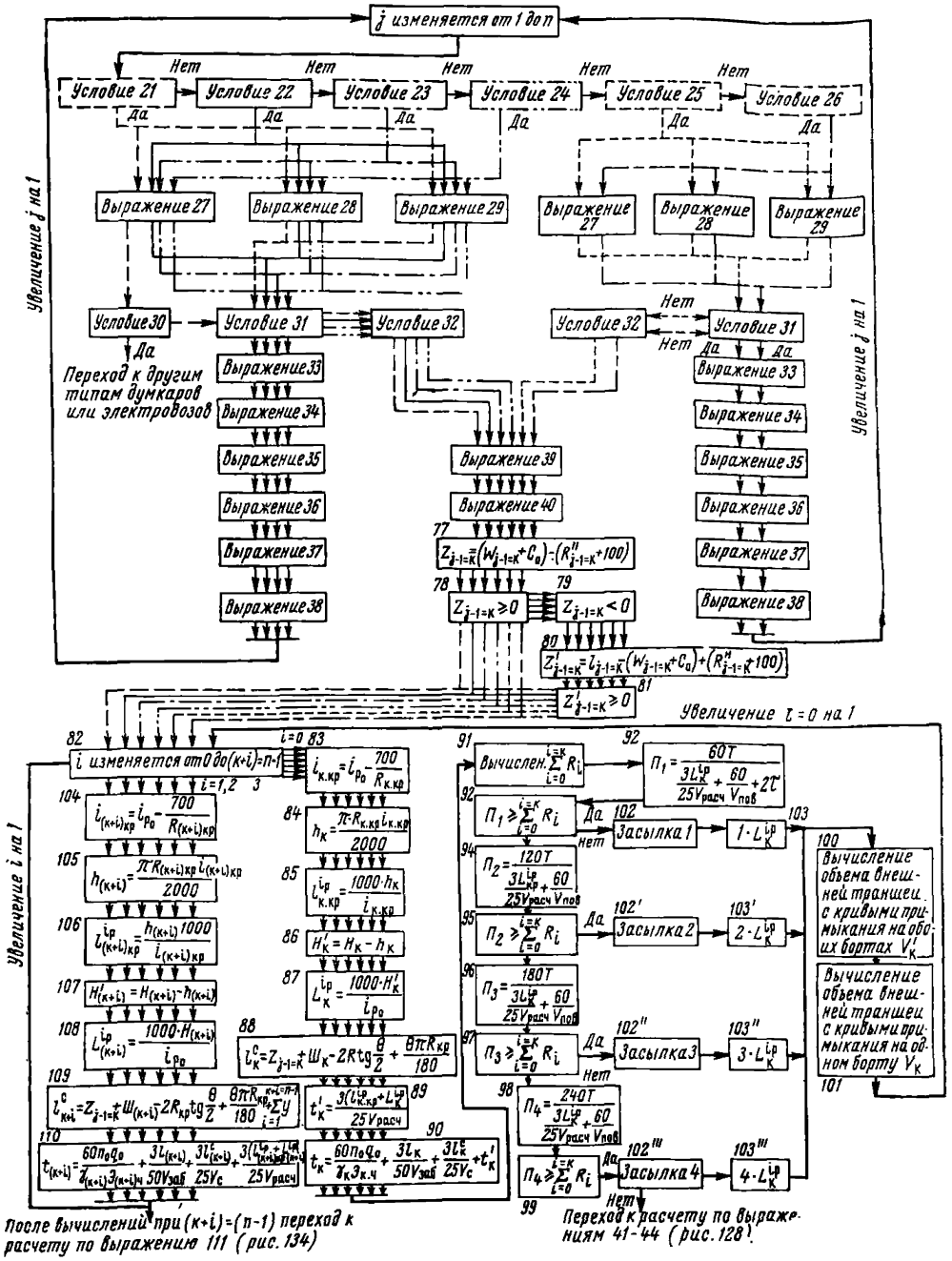


Рис. 133. Блок-схема 4 — вскрытие горизонтов карьера внешними траншеями

Для строительства и эксплуатации внешних траншей с кривыми примыкания на одном и обоих бортах мы должны определить следующие данные для всех горизонтов, вскрываемых этой траншеей:

величину подъема на кривых;

разность высотных отметок начала и конца кривых;

длину железнодорожных путей, уложенных на кривых примыкания внешней траншеи;

глубину заложения внешней траншеи с вертикальным откосом;

длину путей, уложенных во внешней траншее с вертикальным откосом;

длину соединительных путей на горизонтах, вскрываемых внешней траншеей;

время погрузки составов, движения их в груженом и порожнем направлениях по забойным, соединительным путям и путям, уложенным в капитальной траншее.

Перечисленные данные определяются соответственно по выражениям 83—90 и 104—110 блок-схема 4. Расчет сначала надо вести по выражениям 83—90 при $i = 0$ (где i — количество транспортных берм). После вычислений по указанным выражениям должна быть проверена пропускная способность ограничивающего перегона, после чего можно определить ширину внешней траншеи понизу и найти объем внешних траншей по формулам (354) и (357) (условия 100 и 101). А дальше расчет надо проводить по выражениям 104—110 при i, изменяющемся от $i = 1$ до $(K + i) = (n - 1)$.

Таким образом по блок-схеме 4 можно представить расчет вскрытия горизонтов карьера внешними траншеями с кривыми примыкания на одном и обоих бортах.

Определение капитальных и эксплуатационных затрат на вскрытие карьера

Так как по блок-схемам 2—4 расчет времени рейсов локомотивосоставов со всех горизонтов производился только в пределах карьерного поля, условиями 111 и 112 блок-схемы 5 (рис. 134) предусматривается расчет времени движения поездов в грузовом и порожняковом направлениях по путям поверхности до пунктов разгрузки и обратно. Затем вычисляется полное время рейса поездов, следующих с добычных и вскрышных горизонтов, после чего можно определить: среднее время полного рейса поездов на вскрыше и добыче; количество рейсов, которое может сделать один состав в определенный промежуток времени (смена, сутки); число рабочих локомотивосоставов и потребность во вскрышных и добычных транспортных сосудах для выполнения производственного плана.

Технико-экономическое сравнение способов вскрытия производится методом вариантов, для каждого из которых определяются капитальные затраты и эксплуатационные расходы. По стоимостным показателям наиболее оптимальным следует считать тот способ вскрытия, который обеспечивает минимум суммы капитальных

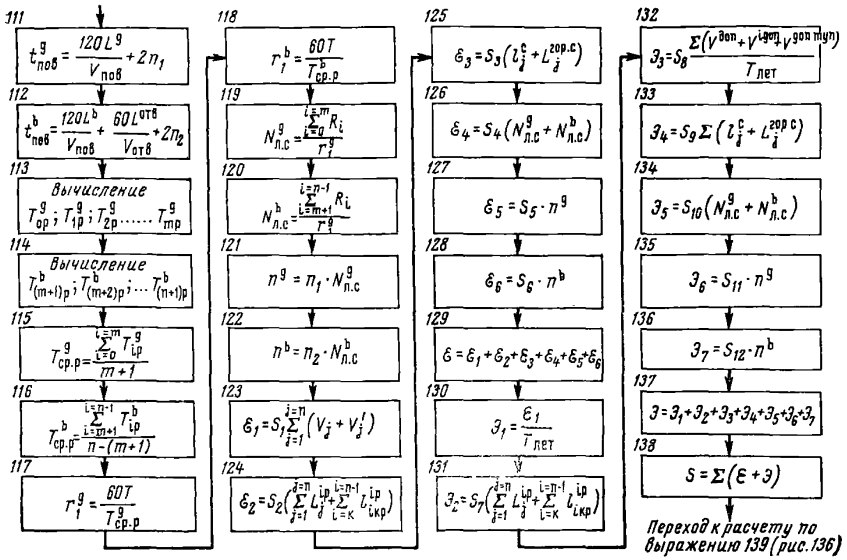


Рис. 134. Блок-схема 5 — определение капитальных и эксплуатационных затрат на вскрытие карьера

затрат, связанных со строительством траншей, укладкой железнодорожных путей, приобретением электровозов и думпкаров и эксплуатационными расходами.

Для оценки способа вскрытия необходимо знать:

капитальные затраты:

на строительство капитальных траншей (условие 123);

на строительство и укладку железнодорожных путей в капитальных траншеях (условие 124);

на укладку соединительных путей на горизонтах (условие 125);

на приобретение локомотивов (условие 126);

на приобретение думпкаров (условие 127, 128);

эксплуатационные расходы:

на содержание капитальных траншей (условие 130);

на содержание путей, уложенных в капитальных траншеях (условие 131);

по текущему разносу борта карьера (условие 132);

на содержание соединительных путей на горизонтах (условие 133);

на содержание думпкаров (условия 135, 136);

на содержание локомотивов (условие 134).

Выбор оптимального способа вскрытия следует делать по наименьшим строительно-эксплуатационным расходам, выражаемым в общем виде следующей зависимостью (условие 138):

$$\sum_{i=1}^{л} \varepsilon_i + \sum_{j=1}^{м} Э_j = \min, \qquad (361)$$

где $л$ и $м$ — числа статей расхода.

Порядок расчета при выборе схем путевого развития на уступах карьеров

В общей экономической оценке способов вскрытия месторождений существенное значение имеют капитальные затраты и эксплуатационные расходы на экскаваторные и вспомогательные работы в забое.

Наибольшее распространение на отечественных карьерах при использовании железнодорожного транспорта получила тупиковая конструкция фронта. Производительность экскаваторов при этом виде транспорта во многом определяется схемой путевого развития на уступе. В практике открытых горных работ целесообразное количество работающих экскаваторов на уступе изменяется от одного до трех. На рис. 135 показаны схемы забойных путей, применяемые при работе на уступе одного, двух и трех экскаваторов. При каждом варианте вскрытия (изменяя число вагонов в составе, а следовательно, и руководящий подъем $i_р$) длина соединительных путей на горизонтах будет строго определенной, хотя заданный плановый объем работ на них остается постоянным. Поэтому для выбора более рационального развития забойных путей на уступе надо производить расчет каждой схемы отдельно, начиная с простой (*Т-1-А*) и кончая сложными (на рис. 135), и выбирать ту, которая подходит к данным условиям.

Расчет некоторых путевых схем представлен на блок-схеме 6 (рис. 136).

С одним экскаватором на горизонте (рис. 136, *а*). Простейшая схема *Т-1-А* предусматривает обмен груженых составов на порожние на обменном пункте *ОП*, находящемся за пределами фронта работ. Расчетная часть схемы *Т-1-А* заключается в следующем. Зная годовой объем на горизонте по условию 140 определяют сменную производительность горизонта, выраженную числом рейсов локомотивосоставов. Затем, принимая во внимание коэффициент использования экскаватора во времени как машины (0,9), находят действительную часовую производительность экскаватора для пород определенного объемного веса. По выражению 142 определяют время погрузки одного локомотивосостава экскаватором заданной марки, а по условию 143 находят время погрузки всех составов, следующих с горизонта за смену. Далее определяют величину ρ — время смены, приходящееся на обмены составов под экскаватором. Если выполняется условие 145, то вычисляют время обмена одного локомотивосостава у экскаватора, после чего

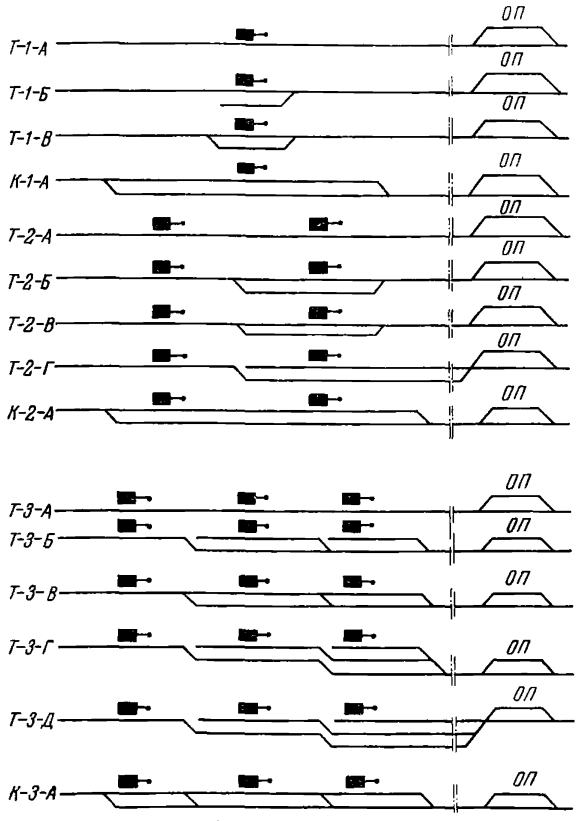


Рис. 135. Схемы забойных путей с одним и несколькими экскаваторами на уступе

находят действительное время, затрачиваемое на один обмен состава при известной длине соединительного пути на горизонте и длине фронта работ на нем (выражение 147). При выполнении условия 148 можно заключить, что на горизонте установлен один экскаватор и принимается путевая схема *Т-1-А*. Потом определяют коэффициент обеспеченности забоя порожняком, капитальные затраты на приобретение экскаватора, строительство забойных железнодорожных путей и эксплуатационные расходы на содержание транспортных коммуникаций и экскаватора. Таким образом можно представить расчет простейшей схемы *Т-1-А*. Эта схема нашла применение на многих карьерах, в частности на Вяземском карьере строительных материалов при Мосгорисполкоме и др., причем коэффициент использования экскаваторов в этом случае не превышает 0,5.

При невыполнении условия 145 дальнейший расчет надо вести начиная с выражения 175.

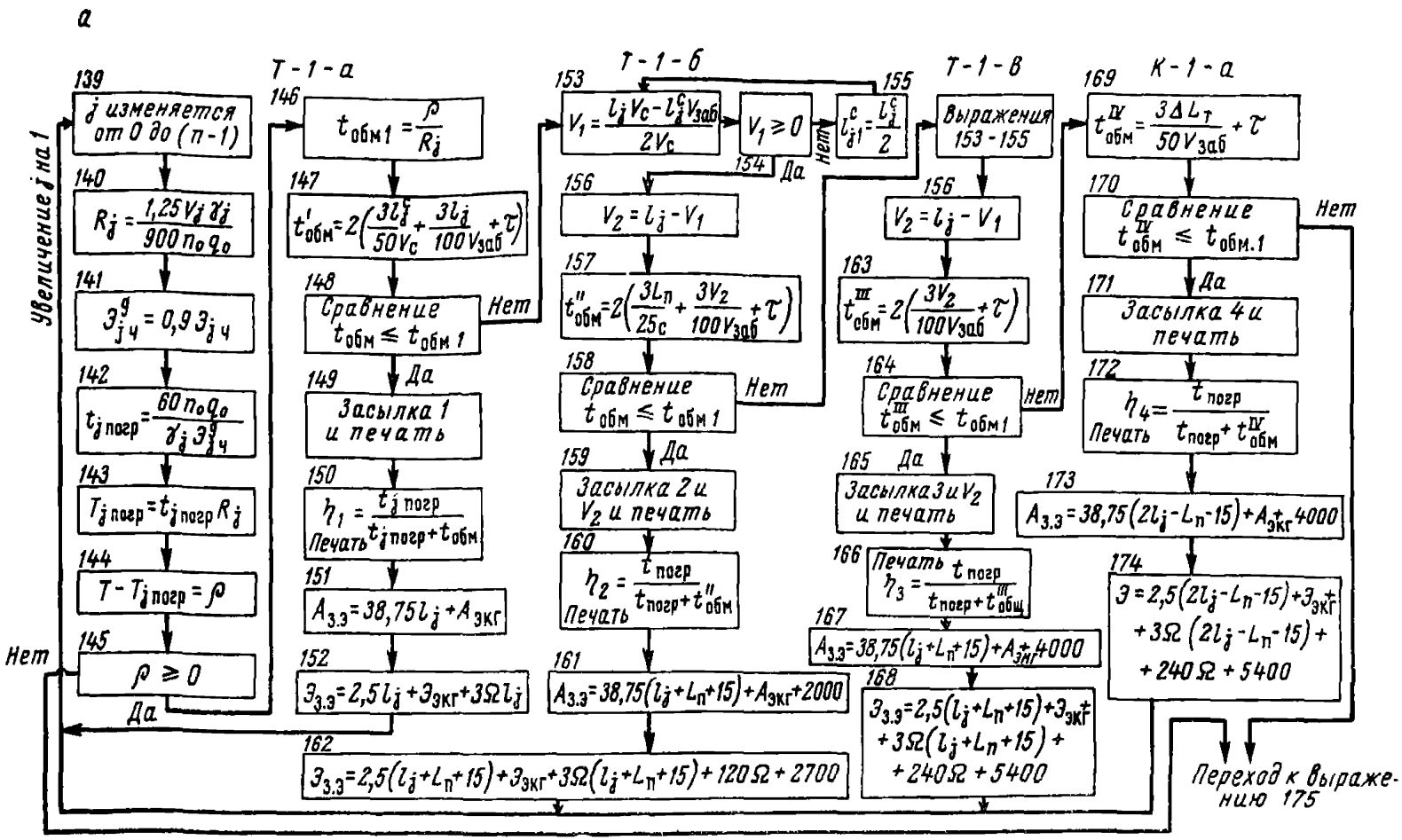
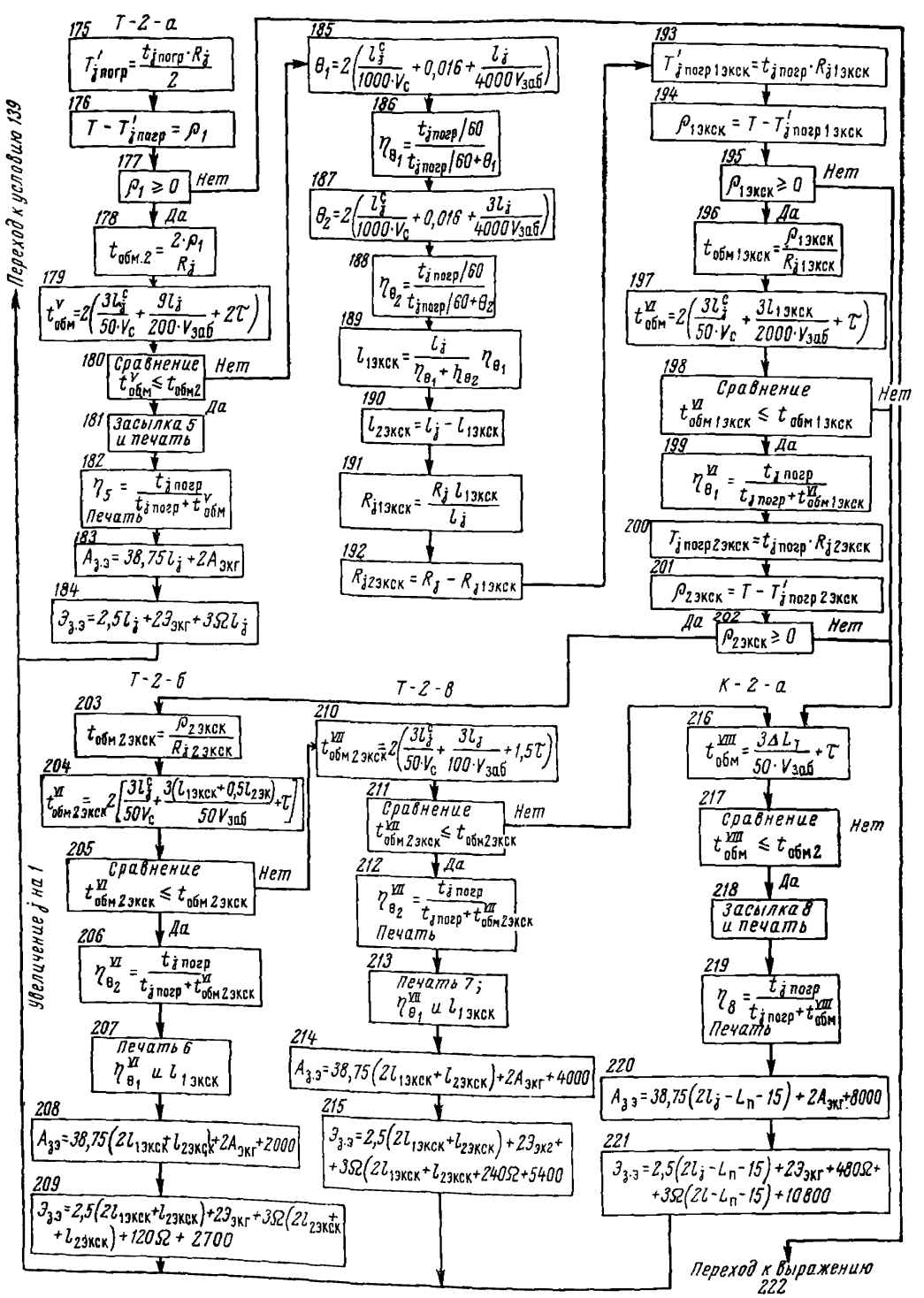
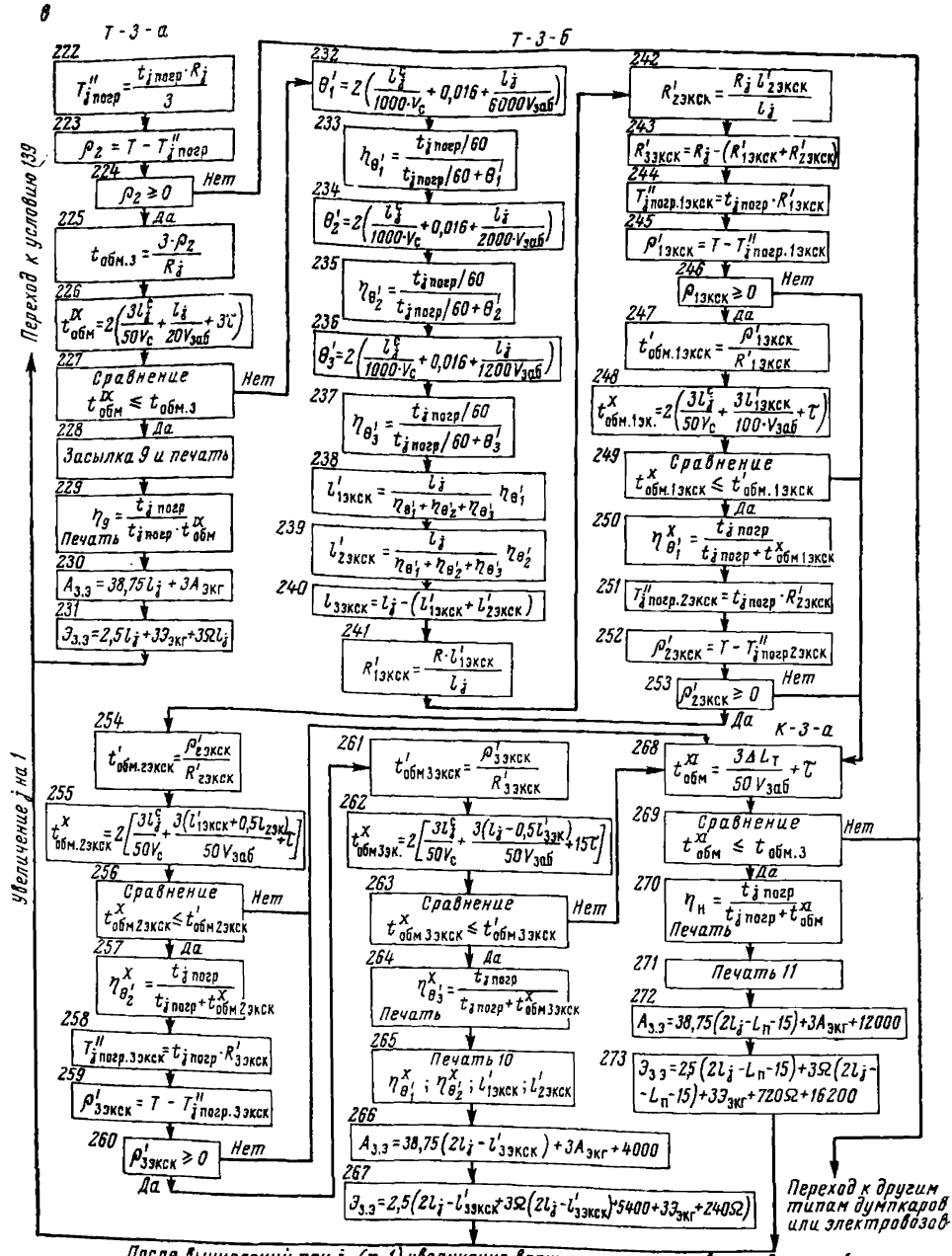


Рис. 136. Блок-схема 6 — выбор схемы забойных путей:

а — с одним экскаватором на горизонте; *б* — с двумя экскаваторами на горизонте; *в* — с тремя экскаваторами на горизонте


б
Переход к условию 139
Увеличение j на 1
Т-2-а
Т-2-б
Т-2-в
К-2-а
Нет
Да
Печать
Переход к выражению 222


в
Т-3-а
Т-3-б
222
$T''_{j\,погр} = \frac{t_{j\,погр} \cdot R_j}{3}$
223
$\rho_2 = T - T''_{j\,погр}$
224
$\rho_2 \geq 0$
Нет
Да
225
$t_{обм.3} = \frac{3 \cdot \rho_2}{R_j}$
226
$t^{x}_{обм} = 2\left(\frac{3l^2_j}{50V_c} + \frac{l_j}{20V_{заб}} + 3\tau\right)$
227
Сравнение $t^{x}_{обм} \leq t_{обм.3}$
Нет
Да
228
Засылка 9 и печать
229
$\eta_9 = \frac{t_{j\,погр}}{t_{j\,погр} \cdot t^{x}_{обм}}$
Печать
230
$A_{3.3} = 38{,}75 l_j + 3A_{экг}$
231
$Э_{3.3} = 2{,}5 l_j + 33_{экг} + 352 l_j$
Переход к условию 139
Увеличение j на 1
232
$\theta'_1 = 2\left(\frac{l^2_j}{1000 \cdot V_c} + 0{,}016 + \frac{l_j}{6000 V_{заб}}\right)$
233
$h_{\theta'_1} = \frac{t_{j\,погр}/60}{t_{j\,погр}/60 + \theta'_1}$
234
$\theta'_2 = 2\left(\frac{l^2_j}{1000 \cdot V_c} + 0{,}016 + \frac{l_j}{2000 \cdot V_{заб}}\right)$
235
$\eta_{\theta'_2} = \frac{t_{j\,погр}/60}{t_{j\,погр}/60 + \theta'_2}$
236
$\theta'_3 = 2\left(\frac{l^2_j}{1000 \cdot V_c} + 0{,}016 + \frac{l_j}{1200 V_{заб}}\right)$
237
$\eta_{\theta'_3} = \frac{t_{j\,погр}/60}{t_{j\,погр}/60 + \theta'_3}$
238
$l'_{1экск} = \frac{l_j}{\eta_{\theta'_1} + \eta_{\theta'_2} + \eta_{\theta'_3}} \eta_{\theta'_1}$
239
$l'_{2экск} = \frac{l_j}{\eta_{\theta'_1} + \eta_{\theta'_2} + \eta_{\theta'_3}} \eta_{\theta'_2}$
240
$l_{3экск} = l_j - (l'_{1экск} + l'_{2экск})$
241
$R'_{1экск} = \frac{R \cdot l'_{1экск}}{l_j}$
242
$R'_{2экск} = \frac{R_j \, l'_{2экск}}{l_j}$
243
$R'_{3экск} = R_j - (R'_{1экск} + R'_{2экск})$
244
$T''_{j\,погр.1экск} = t_{j\,погр} \cdot R'_{1экск}$
245
$\rho'_{1экск} = T - T''_{j\,погр.1экск}$
246
$\rho_{1экск} \geq 0$
Нет
Да
247
$t'_{обм.1экск} = \frac{\rho'_{1экск}}{R'_{1экск}}$
248
$t^{x}_{обм.1эк.} = 2\left(\frac{3l^2_j}{50V_c} + \frac{3l'_{1экск}}{100 \cdot V_{заб}} + \tau\right)$
249
Сравнение $t^{x}_{обм.1экск} \leq t'_{обм.1экск}$
Да
250
$\eta^{x}_{\theta'_1} = \frac{t_{j\,погр}}{t_{j\,погр} + t^{x}_{обм\,1экск}}$
251
$T''_{j\,погр.2экск} = t_{j\,погр} \cdot R'_{2экск}$
252
$\rho'_{2экск} = T - T''_{j\,погр\,2экск}$
253
$\rho'_{2экск} \geq 0$
Нет
Да
К-3-а
254
$t'_{обм.2экск} = \frac{\rho'_{2экск}}{R'_{2экск}}$
255
$t^{x}_{обм.2экск} = 2\left[\frac{3l^2_j}{50V_c} + \frac{3(l'_{1экск} + 0{,}5l_{2экск})}{50V_{заб}} + \tau\right]$
256
Сравнение $t^{x}_{обм\,2экск} \leq t'_{обм\,2экск}$
Нет
Да
257
$\eta^{x}_{\theta'_2} = \frac{t_{j\,погр}}{t_{j\,погр} + t^{x}_{обм\,2экск}}$
258
$T''_{j\,погр.3экск} = t_{j\,погр} \cdot R'_{3экск}$
259
$\rho'_{3экск} = T - T''_{j\,погр.3экск}$
260
$\rho'_{3экск} \geq 0$
Нет
Да
261
$t'_{обм\,3экск} = \frac{\rho'_{3экск}}{R'_{3экск}}$
262
$t^{x}_{обм\,3эк.} = 2\left[\frac{3l^2_j}{50V_c} + \frac{3(l_j - 0{,}5l_{3эк})}{50V_{заб}} + 15\tau\right]$
263
Сравнение $t^{x}_{обм\,3экск} \leq t'_{обм\,3экск}$
Нет
Да
264
$\eta^{x}_{\theta'_3} = \frac{t_{j\,погр}}{t_{j\,погр} + t^{x}_{обм\,3экск}}$
Печать
265
Печать 10
$\eta^{x}_{\theta'_1}; \eta^{x}_{\theta'_2}; l'_{1экск}; l'_{2экск}$
266
$A_{3.3} = 38{,}75(2l_j - l'_{3экск}) + 3A_{экг} + 4000$
267
$Э_{3.3} = 2{,}5(2l_j - l'_{33экск} + 352(2l_j - l'_{33экск}) + 5400 + 33_{экг} + 2402)$
268
$t^{x}_{обм} = \frac{3\Delta L_T}{50V_{заб}} + \tau$
269
Сравнение $t^{x}_{обм} \leq t_{обм.3}$
Нет
Да
270
$\eta_н = \frac{t_{j\,погр}}{t_{j\,погр} + t^{x}_{обм}}$
Печать
271
Печать 11
272
$A_{3.3} = 38{,}75(2l_j - L_п - 15) + 3A_{экг} + 12000$
273
$Э_{3.3} = 2{,}5(2l_j - L_п - 15) + 352(2l_j - L_п - 15) + 33_{экг} + 7202 + 16200$
Переход к другим типам думпкаров или электровозов
После вычислений при $j = (n-1)$ увеличение величин n_1 и n_2 соответственно на 1

Если не выполняется условие 148, то длина соединительного пути на горизонте такова, что надо устраивать разминовку (стрелку) для уменьшения времени на обмен составов, т. е. нужно перейти к расчету схемы *Т-1-Б*, так как схема *Т-1-А* не может быть принята для конкретных условий.

В схеме *Т-1-Б* обмен составов производится на дополнительном обменном пункте, располагаемом на уступе в виде тупика. Ее применение позволяет уменьшить время обмена составов, но требует устройства на забойных путях стрелочного поста. Рассмотрим расчетную часть схемы *Т-1-Б*. Условием 153 определяется расстояние обменного пункта (тупика) от начала рабочего фронта, а затем вычисляется действительное время на обмен составов под экскаватором. С выполнением условия 158 можно заключить о применимости на горизонте схемы *Т-1-Б*. Эта схема применяется на руднике «Южный» Норильского горнометаллургического комбината. Она повышает коэффициент обеспеченности забоя порожняком до 0,75—0,9, а производительность экскаваторов при ее применении на 10—20% больше, чем при схеме *Т-1-А*.

Аналогичным образом рассчитывается и схема *Т-1-В*.

О невозможности применения схем *Т-1-А*, *Т-1-Б* и *Т-1-В* можно судить по невыполнению условий 148, 158 и 164. Тогда имеет смысл при одном экскаваторе на уступе применить схему *К-1-А*. Комбинированная схема *К-1-А* позволяет организовать сквозное (поточное) движение поездов на тупиковом фронте. Это достигается укладкой на уступе дополнительного пути для прохода порожних составов и конечного тупика для перемены направления их движения. Порожние составы в этой схеме могут подаваться под погрузку вслед за уходом нагруженных. Время обмена здесь может быть сокращено до 1—2 *мин.* Схема *К 1- А* применяется на карьерах Соколовско-Сарбайского комбината. Она позволяет повысить коэффициент обеспеченности забоя порожняком до 0,9—0,95 и производительность экскаватора на 20—30%.

С двумя экскаваторами на горизонте. Среди путевых схем, применяемых для обслуживания двух экскаваторов на уступе, простейшей является *Т-2-А*. По этой схеме оба экскаватора осуществляют погрузку на один путь. Здесь возможен только пакетный выпуск поездов. Расчет схемы *Т-2-А*, аналогичный *Т-1-А*, показан на блок-схеме 6 условиями 175—201. Она находит применение на рудниках Оленегорском, «Угольный ручей», Южном и др.

Когда невозможно выполнить объем работ на горизонте двумя экскаваторами по схеме *Т-2-А*, могут найти применение схемы *Т-2-Б* и *Т-2-В*. Их расчетная часть представлена условиями 185—215. Как известно, лучшие технико-экономические показатели использования фронта работ при наличии на уступе нескольких блоков достигаются только при нарезке блоков неравной длины. Поэтому в блок-схеме 6 (рис. 136,*б*) по условиям 185—190 определяются длины блоков для каждого из двух экскаваторов. В этом случае длина фронта уступа делится на блоки пропорцио-

нально определенным коэффициентам обеспеченности забоев порожняком. При разной длине блоков объем работ, приходящийся на каждый экскаватор, будет различным, следовательно, при равной скорости подвигания фронта работ коэффициенты обеспеченности забоев порожняком будут неодинаковыми. В схеме *Т-2-Б* одну колею имеет только соединительный путь, в пределах же фронта работ имеются два погрузочных тупика. Эта схема применяется на Коркинском, Магнитогорском карьерах и на карьерах ЮГОКа. Схема *Т-2-В* аналогична *Т-2-Б*, но в ней забойные пути первого и второго блоков соединяются. Она применяется на карьере Иртышском № 1 и др. Расчетная часть комбинированной схемы *К-2-А* представлена условиями 216—221. С ее применением достигается сквозное движение локомотивосоставов в пределах фронта работ.

С тремя экскаваторами на горизонте (рис. 136,*в*). На блок-схеме 6 условиями 222—273 представлен расчет путевых схем *Т-3-А*, *Т-3-Б* и *К-3-А*, которые соответственно аналогичны схемам *Т-2-А*, *Т-2-Б* и *К-2-А*.

В принципе работа на уступе более чем двух экскаваторов нежелательна, так как она связана с частыми простоями локомотивосоставов у входных стрелок блоков. Но если наличие трех экскаваторов на уступе предопределяется требованием высокой скорости подвигания фронта или исследовательскими целями, то могут найти место вышеуказанные путевые схемы с тремя экскаваторами на горизонте.

Таким образом, пользуясь блок-схемой 6 (рис. 136), можно определить именно те схемы путевого развития на горизонтах разработки карьера, которые являются более простыми и посредством которых при минимальных капитальных затратах и эксплуатационных расходах будет выполняться заданный годовой объем работ.

Выводы. Порядок расчета, представленный на блок-схемах 1—6, при многократных вычислениях позволяет:

найти рациональную величину руководящего подъема в капитальных траншеях;

выбрать оптимальный вариант вскрытия месторождения внутренними траншеями;

определить глубину заложения внешней траншеи;

найти рациональное сочетание погрузочных машин и транспортных средств;

принять оптимальный полезный вес поездов на добыче и вскрыше;

более точно определить количество экскаваторов для выполнения объема работ в границах карьера;

выбрать рациональную высоту уступов в карьере и схему путевого развития на горизонтах разработки и решить ряд других горных задач.

По предлагаемым блок-схемам 1—6 может быть составлена программа для электронных цифровых вычислительных машин, с помощью которых при минимальных затратах времени могут быть найдены интересующие нас данные по разработке карьеров.

Глава VII

Проектирование буровзрывных работ

§ 1. Общие сведения

Буровзрывные работы применяются в период строительства и эксплуатации карьеров для разрушения массива скальных, полускальных горных пород и мерзлых грунтов перед экскавацией, а также для перемещения больших объемов вскрышных пород за пределы контура карьера (взрывы на выброс).

При проектировании буровзрывных работ решается ряд задач, которые являются определяющими для периодов строительства и эксплуатации карьера. К ним относятся:

1. Установление основных требований к буровзрывным работам в зависимости от типа применяемого горного и транспортного оборудования и общей технологии разработки.
2. Выбор способа бурения взрывных скважин.
3. Выбор типа взрывчатого вещества.
4. Установление диаметра взрывных скважин.
5. Составление типовых расчетов параметров расположения скважин на уступе и веса зарядов ВВ.
6. Расчет необходимого количества буровых станков, зарядных и забоечных машин.
7. Выбор способа дробления негабаритных блоков.
8. Экономический расчет эффективности принятой технологии разрушения горных пород.
9. Установление границ опасных зон от производства взрывных работ в карьере.

Буровзрывные работы предшествуют остальным технологическим процессам открытой разработки (экскавации, транспорту, отвальным работам) и в значительной мере обусловливают производительность горно-транспортного оборудования, безопасность труда и экономичность открытых работ в целом. Поэтому на современных карьерах взрывные работы являются одним из важных технологических процессов. Особенно большое значение они имеют для карьеров, разрабатывающих крепкие скальные породы, где стоимость буровзрывных работ составляет до 40% общей стоимости добычи полезного ископаемого. Взрывные работы в то же время влекут за собой периодические нарушения производственного цикла горных работ из-за

необходимости уборки за пределы зоны взрыва оборудования, железнодорожных путей и энергетических коммуникаций. Максимальное сокращение простоев оборудования, связанных с производством буровзрывных работ, является важной проблемой организации взрывных работ в карьере.

Степень дробления массива горных пород взрывом должна соответствовать мощности и параметрам применяемого оборудования.

При установлении кондиций добываемых горных пород по крупности руководствуются следующими связями между параметрами горно-транспортного оборудования и максимальными размерами кусков:

для одноковшовых экскаваторов

$$C \leqslant 0{,}75\sqrt[3]{E},\ м, \tag{362}$$

где C — максимально допустимый линейный размер куска породы, $м$;
E — емкость ковша экскаватора, $м^3$;

для транспортных сосудов

$$C \leqslant 0{,}5\sqrt[3]{Q},\ м, \tag{363}$$

где Q — емкость транспортного сосуда, $м^3$,

$$Q \geqslant 4E; \tag{364}$$

для конвейерного транспорта

$$C \leqslant 0{,}5\,B - 100,\ мм, \tag{365}$$

где B — ширина ленты конвейера, $мм$;

для дробильных установок

$$C \leqslant 0{,}8\,b, \tag{366}$$

где b — наименьший размер приемного отверстия дробилки, $м$.

Куски породы, не удовлетворяющие данным зависимостям, считаются негабаритами и подлежат вторичному дроблению. Таким образом, негабарит — понятие относительное, имеющее смысл для конкретных условий, типа оборудования и времени производства горных работ.

Величина кусков горных пород лимитируется не только емкостями, которые должны вмещать или пропускать через себя породу, но и условиями работы оборудования, необходимостью увеличения срока службы лент при конвейерном транспорте, снижения ударного воздействия при погрузке в подвижной состав или приемные воронки дробилок и т. д.

Размеры допустимых кусков породы можно увеличить, если применять при выемке экскаваторы с ковшом большой емкости (что иногда делается в случаях разработки скальных трудно взрываемых горных пород) и соответственно увеличить емкость транспортных средств и размеры разгрузочных окон приемных бункеров.

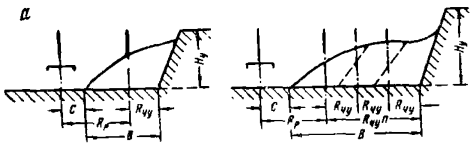


Рис. 137. Связь между рабочими параметрами экскаваторов и шириной развала

а — при разрушении относительно легко взрываемых пород; *б* — при разрушении трудно взрываемых пород

Целесообразность такого решения в любом конкретном случае должна быть глубоко обоснована экономически, исходя из общих затрат на добычу и переработку полезного ископаемого.

Для высокопроизводительной работы выемочного и транспортного оборудования необходимо, чтобы не только отдельные куски не превышали допустимых размеров, но и вся горная масса в целом была бы раздроблена до такого состояния, при котором обеспечивается производительная работа.

Для месторождений, разрабатывающих крепкие и вязкие породы, особенно при железнодорожном транспорте, весьма важное значение имеет хорошая проработка подошвы уступа. Практика работы ряда карьеров показывает, что неровная почва забоя значительно усложняет процесс экскавации, удлиняет его цикл. Экскаватор, работая на хорошо раздробленной горной массе, но на неровной подошве уступа, обеспечивает меньшую производительность, чем в забое с повышенной кусковатостью, но с ровной площадкой. Неровная площадка уступа влечет за собой дополнительные экскаваторные и бульдозерные работы по выравниванию профиля трассы под железнодорожный и автомобильный путь, увеличивает затраты на транспортировку из-за уменьшения полезного веса составов.

При работе в зимних условиях степень проработки подошвы уступа часто является главным критерием качества взрыва. Неровная рабочая площадка уступа в зимних условиях неизбежно ведет к поломке машины из-за неравномерного распределения давления на опорные катки, а также является причиной многих других аварий.

Форма и основные размеры развала взорванной горной массы влияют на параметры системы разработки, производительность забойного оборудования, безопасность и экономичность открытых горных работ.

Основными требованиями к развалу в условиях относительно малых высот уступов (т. е. когда высота уступа меньше максимальной высоты черпания экскаватора) являются: необходимость обеспечения заполнения ковша за один цикл экскавации по всей ширине развала B; возможность производства взрывов без уборки железнодорожных путей перед фронтом взрыва, т. е. необходимо соблюдение условия (рис. 137, *а*)

$$B \leqslant 0{,}8\,(R_{ч.\,у} + R_р) - C,\ м, \qquad (367)$$

где $R_{ч.\,у}$ — радиус черпания экскаватора на горизонте установки, *м*;
$R_р$ — максимальный радиус разгрузки, *м*;
C — расстояние от подошвы развала до оси железнодорожных путей, *м*;

При ведении горных работ в скальных породах с высотой уступа больше максимальной высоты черпания экскаватора (рис. 137, *б*) производство взрывных работ без уборки железнодорожных путей практически очень сложно. Развал горной массы при этом убирается за два или три прохода экскаватора. Ширина развала в этом случае должна соответствовать условию

$$B = 1{,}7\, R_{\text{ч. у}}{}^{n}, \tag{368}$$

где n — число проходов экскаваторов в развале горной массы.

По условиям безопасности развал по высоте не должен превышать максимальную высоту черпания экскаватора, а у откоса уступа (особенно для высоких уступов) необходимо иметь минимальную высоту развала.

Необходимость снижения высоты развала у откоса уступа связана с возможностью образования опасных навесов у верхней бровки. При развале, отвечающем названным требованиям, обеспечивается наилучшее использование экскаваторов, транспортных средств, железнодорожных путей, а также соблюдается максимальная безопасность работ в забое.

Параметры развала зависят от свойств горных пород, линии сопротивления по подошве уступа, превышения заряда над подошвой уступа, величины заряда взрывчатого вещества, высоты уступа, последовательности и интервала инициирования зарядов и др.

Приближенно ожидаемая ширина развала $B_{\text{о}}$ может быть определена по формуле

$$B_{\text{о}} = K_{\text{и}} K_{\text{в}} q H_{\text{у}},\ м, \tag{369}$$

где $K_{\text{и}}$ — коэффициент, зависящий от интервала замедления заряда;

$K_{\text{и}} = 1$ при мгновенном взрывании ($\tau = 0$),
$K_{\text{и}} = 0{,}9$ при $\tau = 25$ *мсек*,
$K_{\text{и}} = 0{,}8$ при $\tau = 50$ *мсек*,
$K_{\text{и}} = 0{,}7$ при $\tau = 75$ *мсек*;

$K_{\text{в}}$ — коэффициент, зависящий от взрываемости пород ($K_{\text{в}} = 4 \div 6$);

q — удельный расход ВВ, *кг/м*^{3};

$H_{\text{у}}$ — высота уступа, *м*.

Ожидаемую максимальную высоту развала можно определить по выражению

$$h = \frac{\left(-B + \sqrt{B^2 + \dfrac{1{,}68\, A H_{\text{у}} K_{\text{р}}}{\sin 2\alpha}}\right) \sin 2\alpha}{0{,}42},\ м, \tag{370}$$

где B — полная ширина развала горной массы, *м*;

A — ширина заходки по целику, *м*;

$$A = b\,(m-1) + W; \tag{371}$$

b — расстояние между рядами скважин, *м*;

m — число взрываемых рядов скважин, *м*;

W — линия сопротивления по подошве, *м*;
$K_р$ — коэффициент разрыхления пород в развале;

$$K_р = 1{,}3 - 1{,}6; \tag{372}$$

α — угол откоса уступа, *град*.

Форма и размеры развала могут также регулироваться изменением параметров буровзрывных работ и очередностью взрывания зарядов при короткозамедленном взрывании, а также изменением условий взрывания.

При проектировании буровзрывных работ необходимо учитывать сейсмическое воздействие взрывов на окружающую среду, так как сейсмическая волна может оказаться опасной для зданий и сооружений на расстояниях, значительно превышающих зону разлета осколков. За счет сейсмического воздействия взрыва происходит разрушение бортов карьера и откосов уступов. В горных районах при взрыве возможно внезапное обрушение значительных масс снега в виде лавин, движущихся с большой скоростью и обладающих огромной разрушительной силой.

Критерием сейсмической опасности взрыва для зданий и сооружений принято считать максимально допустимую скорость колебания частиц массива, которая зависит от физико-механических свойств горных пород, веса заряда, расстояния до сооружения и конструктивных особенностей этих сооружений.

Скорость колебания частиц породы

$$v = K\left(\frac{Q^{\frac{1}{3}}}{r}\right)^{\nu}, \ см/сек, \tag{373}$$

где K — коэффициент пропорциональности, зависящий от свойств пород;
Q — вес заряда ВВ, *кг*;
r — расстояние взрыва до сооружения, *м*;
ν — показатель степени, изменяющийся в пределах $2 \geqslant \nu \geqslant 1$ в зависимости от величины $\frac{Q^{\frac{1}{3}}}{r}$.

Разрушение сооружений происходит при скоростях колебаний, близких к 14 *см/сек*. Диапазон допустимых скоростей колебания массива изменяется в зависимости от типа и материала несущих конструкций и колеблется в пределах от 3 до 10 *см/сек*.

В последние годы на ряде карьеров страны успешно применяется метод взрывания в зажиме (на ранее взорванную горную массу).

Взрывание в зажиме позволяет:

а) производить взрывные работы независимо от погрузочно-транспортного оборудования;

б) сократить до минимума вспомогательные операции, связанные со взрывными работами (демонтаж перед взрывом и восстановление после взрыва железнодорожных путей, контактной сети, высо-

ковольтных ЛЭП и др., зачистка развала, перегон экскаваторов и т. д.);

в) повысить интенсивность дробления пород;

г) обеспечить работу экскаваторов при постоянной высоте забоя.

Ширина развала горной массы при взрывании в зажиме (рис. 138)

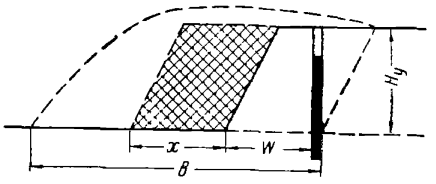


Рис. 138. Расчетная схема определения ширины развала горной массы при взрыве в зажатой среде

$$B = B_0 \left(1 - \frac{x}{a}\right)^{1,2}, \ м, \tag{374}$$

где B — ширина развала горной массы при величине подпорной стенки, равной x, $м$;

B_0 — ширина развала горной массы при взрывании на свободную плоскость, $м$;

a — предельная величина подпорной стенки, при которой во время взрыва развала горной массы не происходит, $м$.

В практике при определении ширины развала можно пользоваться упрощенной формулой

$$B = B_0 \left(1 - \frac{x}{a}\right), \ м. \tag{375}$$

Для условий, сходных с горногеологическими условиями железорудных карьеров Кривбасса (кривые *1*, *2*) или флюсовых карьеров Донбасса (кривая *3*), при определении необходимой величины подпорной стенки можно пользоваться графиком, показанным на рис. 139. Решающее значение при выборе требуемой величины подпорной стенки играют физико-механические свойства взрываемых пород. Крепость пород, их вязкость, трещиноватость и сопротивляемость разрушению предопределяют удельный расход ВВ, параметры сетки скважин и конструкцию заряда скважин. Последняя в зависимости от длины колонки заряда и превышения ее над подошвой уступа в значительной мере влияет на ширину развала горной массы.

Практика взрывания в зажатой среде показала, что нет прямой зависимости между шириной подпорной стенки и степенью дробления пород взрывом. После определенного предела дальнейшее увеличение подпорной стенки не способствует улучшению дробления.

Величина подпорной стенки из условия максимального использования энергии взрыва на дробление

$$x = KW \left[\frac{\sqrt{2\eta q E_0 E}}{[\sigma]} - 1\right], \ м, \tag{376}$$

где K — коэффициент разрыхления пород;

W — линия наименьшего сопротивления, $м$;

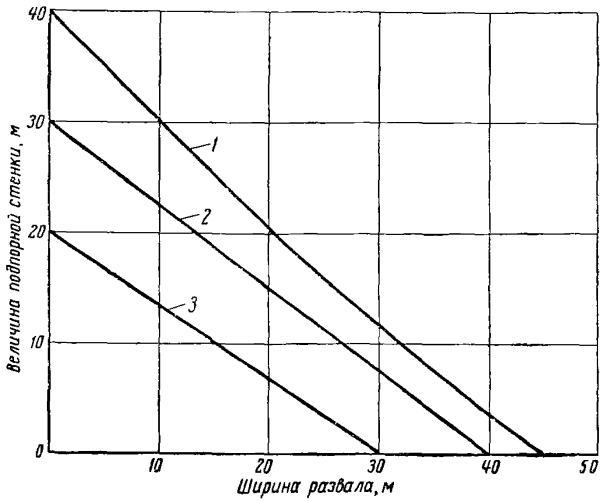


Рис. 139. Зависимость ширины развала взорванной горной массы от величины подпорной стенки:

1 — породы с $f = 16—18$; *2* — породы с $f = 12—16$; *3* — породы с $f = 6—12$

η — коэффициент использования энергии взрыва на дробление и перемещение горной массы;
q — удельный расход ВВ, *кг/м³*;
E_0 — удельная энергия 1 *кг* ВВ, *кГм/кг*;
E — модуль упругости массива, *кГ/м²*;
$[\sigma]$ — предел прочности разрабатываемого массива, *кГ/м²*.

§ 2. Установление диаметра взрывных скважин

Диаметр скважины определяет основные параметры буровзрывных работ и тип бурового станка.

На современных карьерах применяют скважины диаметром от 100 до 300 *мм*.

До настоящего времени нет твердо установившегося мнения о рациональном диаметре скважин.

В каждом конкретном случае при выборе диаметра скважины необходимо принимать во внимание структурные особенности взрываемого массива и размеры допустимых кусков взорванной породы.

Разрушение массива при взрыве происходит главным образом по естественным нарушениям: трещинам, плоскостям скольжения, сбросам, карстам и т. д. Особенно большое влияние на разрушаемость массива горных пород оказывает его трещиноватость.

Объясняется это следующим обстоятельством. При взрыве заряда ВВ взрывные волны, достигнув трещин, частично или полностью отражаются. Таким образом, интенсивному дроблению подвергаются лишь те отдельности, которые непосредственно примыкают к заряду взрывчатого вещества.

Увеличение диаметра скважин одновременно с ростом сетки скважин приводит к уменьшению процентного содержания интенсивно разрушаемых блоков. Поэтому для установления диаметра взрывных скважин необходимо знание структурных особенностей массива и в первую очередь — размеров отдельностей относительно принятого кондиционного куска горной массы. Между величиной диаметра взрывных скважин D и максимально допустимым линейным размером куска C существует прямая связь. Количественно эта зависимость может быть ориентировочно оценена по графику Гипроруды (рис. 140), полученному на основе обработки данных производственных взрывов по ряду карьеров. Аналитически эта зависимость выражается формулой

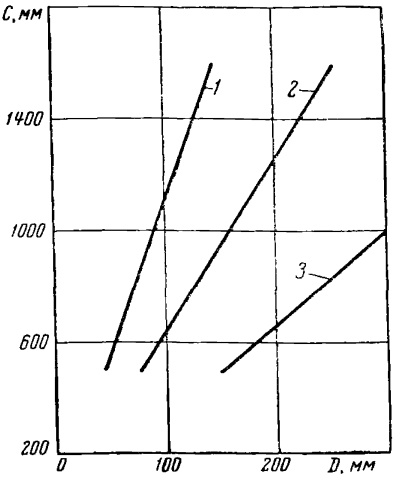


Рис. 140. График зависимости кусковатости горной массы от диаметра скважин:

1 — труднодробимые породы; *2* — среднедробимые породы; *3* — легкодробимые породы

$$D = KC, \tag{377}$$

где K — коэффициент пропорциональности,

$K = 0{,}1$ — для труднодробимых пород,
$K = 0{,}2$ — для среднедробимых пород,
$K = 0{,}3$ — для легкодробимых пород.

Снижение диаметра скважин приводит к увеличению скорости бурения. Однако при этом производительность станка по общему выходу горной массы обычно снижается по сравнению со скважинами большого диаметра из-за уменьшения удельного выхода горной массы. В каждом конкретном случае целесообразность применения определенного диаметра скважины должна проверяться технико-экономическим расчетом с учетом необходимой степени дробления породы, трудности проработки подошвы уступа, производительности бурового и горно-транспортного оборудования.

Для массивов, разбитых трещинами на отдельности, меньшие кондиционного куска, диаметр скважин может быть установлен по формуле С. А. Давыдова

$$D=\frac{C+H_{\text{у}}\operatorname{ctg}\alpha}{50K_{\text{т}}\sqrt{\frac{\Delta}{\gamma}}},\ м, \tag{378}$$

где C — расстояние от верхней бровки уступа до скважины, определяемое призмой обрушения, *м*;

$H_{\text{у}}$ — высота уступа, *м*;

α — угол откоса уступа, *град*;

$K_{\text{т}}$ — коэффициент, учитывающий уменьшение объемного веса среды за счет трещиноватости; $K_{\text{т}}=1{,}0\div 1{,}2$;

Δ — плотность взрывчатого вещества в заряде, *кг/дм*^{3};

γ — объемный вес породы, *кг/дм*^{3}.

В массивах с крупноблочной трещиноватостью, в вязких трудноразрушаемых породах, когда размеры каждого отдельного блока больше максимального кондиционного куска, диаметр взрывных скважин должен устанавливаться исходя из размеров отдельностей.

Практикой и экспериментальными взрывами на ряде карьеров, разрабатывающих трудноразрушаемые скальные породы, установлены оптимальные сетки скважин, обеспечивающие (при данном диаметре скважин) наилучшее качество взрывов. Значения этих показателей приведены в табл. 32. Из таблицы следует, что практически отношение площади массива, отрабатываемой одной скважиной, к площади поперечного сечения скважины близко к постоянному значению. Предполагая, что это соотношение между диаметром и сеткой скважин сохраняется и при любом другом диаметре, можно установить его величину в зависимости от сетки скважин, обеспечивающей разрушение каждой отдельности:

$$D=A\sqrt{\frac{4\cdot 10^6 a'b'}{\pi K}},\ мм, \tag{379}$$

где A — коэффициент, учитывающий степень отражения взрывной волны от трещин;

Таблица 32

Соотношение между сеткой и площадью поперечного сечения скважин для современных карьеров, разрабатывающих крепкие скальные породы

Показатели	Значения показателей			
Диаметр скважин D, *мм*	155	230	245	300
Сетка скважин $a\times b$, *м*	5×5	7,5×7,5	8×8	9,5×9,5
Отношение квадрата сетки к площади сечения скважины	1330	1350	1350	1300

a' b' — сетка трещиноватости горной породы в массиве, *мм*;
K — коэффициент пропорциональности между сеткой и площадью поперечного сечения скважин (табл. 32).

Ориентировочные границы применения скважин различного диаметра из условия достижения минимальной кусковатости в зависимости от свойств горных пород и структуры массива приведены ниже:

Структурные особенности массива и свойства горных пород	Диаметр скважин, *мм*
Разбит трещинами на крупные отдельности, превышающие размеры допустимых кусков. Горные породы крепкие и вязкие	60 ÷ 100
Разбит трещинами на отдельности, размеры которых меньше допустимых. Горные породы крепкие и средней крепости	150 ÷ 200
Разбит густой сетью мелких трещин либо породы весьма хрупкие	250 ÷ 320

Для массивов, трудно отрабатываемых по подошве уступа, к рекомендуемым диаметрам скважин допустима поправка в сторону их увеличения. В этих условиях более целесообразно изыскание других способов для улучшения проработки подошвы (бурение дополнительных скважин у подошвы уступа, создание котлов при огневом бурении, регулирование проработки подошвы уступа определенной последовательностью короткозамедленного взрывания зарядов и т. д.). Целесообразность бурения дополнительных скважин по подошве уступа подтверждается, например, опытом железорудного карьера Эрцберг (Австрия), где руда и вмещающие породы крепостью до 14 (по шкале проф. М. М. Протодьяконова) и объемным весом 2,8—3,2 *т/м*^{3} разрабатываются уступом высотой до 24 *м*. Скважины диаметром 80 *мм* бурятся под углом 65°. Для лучшей отработки нижней части уступа бурятся подошвенные скважины длиной 6 *м*.

§ 3. Расчет параметров буровзрывных работ

Расположение скважин на уступе может быть однорядным, многорядным, радиальным (рис. 141) и гнездовым (рис. 142).

Основными параметрами расположения скважин на уступе являются: сопротивление по подошве; расстояние между скважинами в ряду и между рядами скважин; глубина и направление скважины (рис. 143).

Сопротивление по подошве. Количественные и качественные результаты взрыва в значительной мере определяются сопротивлением по подошве, которое зависит от диаметра скважин, высоты и угла наклона уступа, мощности ВВ и плотности заряжания. Величина сопротивления по подошве находится в обратной взаимосвязи с расстоянием между скважинами, а также с весом зарядов ВВ.

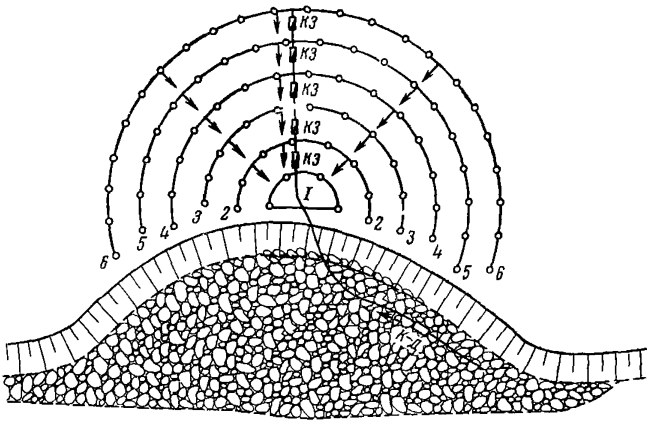


Рис. 141. Радиальная схема соединения и очередности взрывания зарядов

При завышенном сопротивлении по подошве плохо отрабатывается подошвенная часть уступа, а при уменьшенном ее значении энергия взрыва в большей мере тратится на выброс, а не на дробление горной массы.

На практике величина линии сопротивления по подошве в зависимости от условий взрывания изменяется в пределах $(0{,}6 \div 1{,}0)\, H_у$, где $H_у$ — высота уступа.

Для определения величины сопротивления по подошве предложено много эмпирических зависимостей, а также формул, основанных на геометрическом соотношении элементов уступов.

По формуле С. А. Давыдова рациональная величина линии сопротивления по подошве

$$W = 53\, K_т\, D \sqrt{\frac{\Delta}{\gamma}},\ м, \qquad (380)$$

где $K_т$ — коэффициент, учитывающий уменьшение объемного веса пород из-за трещиноватости; $K_т = 1{,}0 - 1{,}2$;

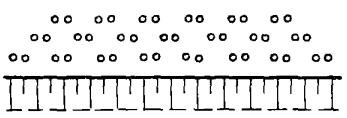


Рис. 142. Гнездовое (парносближенное) расположение скважин

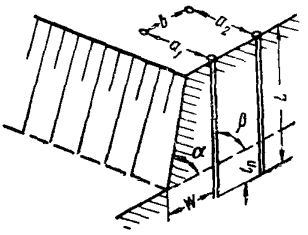


Рис. 143. Параметры расположения скважин на уступе

D — диаметр скважины, *м*;
Δ — плотность заряжания, *кг/дм*^{3};
γ — объемный вес горной породы, *кг/дм*^{3}.

Граничное значение W по Г. П. Демидюку определяется:

$$40\,d\sqrt{\frac{E}{q}} \leqslant W \leqslant 48\,d\sqrt{\frac{E}{q}}, \tag{381}$$

где d — диаметр заряда, *м*;
E — объемная концентрация энергии ВВ, *ккал/л*, равная произведению удельной энергии ВВ, *ккал/кг* на плотность заряжания, *кг/л*;
q — энергоемкость разрушения породы взрывом, равная произведению расчетного коэффициента на удельную энергию ВВ, *ккал/м*^{3}.

Широкое применение получила формула Союзвзрывпрома: для вертикальной скважины

$$W = \frac{\sqrt{0{,}56p^2 + 4mqpH_y l} - 0{,}75p}{2mqH_y}, \text{ м}; \tag{382}$$

для наклонной, параллельной откосу уступа скважины

$$W = \frac{\sqrt{p^2 + 4qmpH_y l} - p}{2mqH_y}, \text{ м}, \tag{383}$$

где p — вместимость скважины по ВВ, *кг/м*;
q — удельный расход ВВ, *кг/м*^{3};
m — коэффициент сближения зарядов;
H_y — высота уступа, *м*;
l — глубина скважины, *м* (для наклонных скважин).

$$l = \frac{H_y}{\sin\alpha} + l_п, \text{ м}, \tag{384}$$

где α — угол откоса уступа, *град*;
$l_п$ — глубина перебура, *м*.

Сетка скважин, определяемая расстояниями между скважинами в ряду a и между рядами скважин b, изменяется в зависимости от диаметра скважин, сопротивления по подошве, физико-механических свойств горных пород.

На практике принято определять относительное расстояние между скважинами или коэффициент сближения скважин: $m = \frac{a}{W}$ (или для второго и последующих рядов скважин $m = \frac{a}{b}$).

Коэффициент сближения скважин в зависимости от взрываемости горных пород колеблется в пределах 0,8—1,6. При этом наименьшее значение m соответствует случаю разрушения наиболее трудно взрываемых пород.

Увеличение m создается расширением расстояния между скважинами при одновременном уменьшении линии сопротивления по подошве, что достигается применением наклонных скважин, а также применением короткозамедленного взрывания.

Как показывают многочисленные исследования, с точки зрения качества дробления следует принимать $m = 0{,}9$ в трудно взрываемых породах и $m = 1{,}1$ в легко взрываемых породах. В плане такая сетка характеризуется расположением скважин по углам квадратов, поэтому иногда ее называют квадратной. Вместо квадратной или треугольной сетки скважины на уступе можно располагать по гнездовому принципу.

Такое расположение скважин, как показали исследования, создает лучшие условия для взаимодействия взрывных волн, что повышает полезное использование энергии взрыва. При этом создаются наиболее благоприятные технологические предпосылки для создания многошпиндельных буровых агрегатов. Опыт эксплуатации двухшпиндельных буровых станков НБС-5 на карьерах Норильского комбината показал, что производительность бурения увеличивается по сравнению с одношпиндельным бурением в 1,7 раза.

На ряде горных предприятий (Норильский, Соколовско-Сарбайский, Джезказганский и Ново-Криворожские комбинаты) в последние годы применяется парносближенное расположение скважинных зарядов на уступе (см. рис. 142).

Исследованиями установлено, что при взрывании парносближенных зарядов можно преодолевать сопротивления по подошве на 30—50% большие, чем при обычном расположении по квадратной сетке.

Опыт работы Норильского комбината показывает, что при лучшем качестве дробления применение парносближенного расположения скважин обеспечивает снижение удельного расхода ВВ на 1 $м^3$ горной массы на 8%, увеличение производительности 1 $м$ скважины на 22% и повышение производительности экскаваторов на 15% (табл. 33).

При подготовке горной массы с помощью взрывания парносближенных скважин возможно применение зарядов любого диаметра. Так, на Соколовско-Сарбайском ГОКе применяют диаметр взрывных скважин 250 $мм$, на Норильских карьерах — 155, 250 и 300 $мм$.

Показатели взрывного рыхления еще более улучшается при увеличении количества скважин в каждом гнезде до трех.

При многорядном расположении относительно лучший эффект взрыва достигается в случаях, когда расстояние между скважинами вдоль уступа во всех последующих рядах, а также расстояния между рядами и между двумя любыми соседними скважинами одинаковы. Этого можно достичь расположением скважин в шахматном порядке, позволяющем построить равносторонние треугольники с длиной каждой стороны, равной расстоянию между скважинами в первом ряду.

Таблица 33

Основные показатели парносближенного расположения скважин на карьере Норильского ГМК

Показатели	Значения показателей при расположении скважин на поверхности уступа		
	по квадратной сетке	парносближенном	в % к показателям с одинарным расположением по квадратной сетке
Диаметр скважин, *мм*	160	160	—
Расстояние между парами скважин (скважинами) в ряду, *м*	5,0	8,0	160
Расстояние между сближенными скважинами, *м*	—	0,8	—
Расстояние между рядами скважин, *м*	5,0	8,0	160
Выход горной массы с 1 *м* скважины, *м*³	23	28	122
Удельный расход ВВ, *кг/м*³	0,51	0 47	92
Производительность экскаватора на 1 *м*³ емкости ковша, *м*³/*ч*	33,0	38,0	115

Расстояние между рядами скважин в настоящее время принимается близким к значению W. Зная величину перебура и длину забойки, а также диаметр скважины, расстояние между рядами определяют по формуле

$$b = \frac{P_i (L - l_з)}{a H_у q}, \ м, \qquad (385)$$

где P_i — удельная емкость скважины в i-м ряду, *кг/м*;
L — глубина скважины, *м*;
$l_з$ — минимально допустимая по условиям безопасности величина забойки, *м*;
a — расстояние между скважинами в ряду, *м*;
$H_у$ — высота уступа, *м*;
q — удельный расход ВВ, *кг/м*³.

Глубина скважины складывается из высоты взрываемого слоя (чаще уступа), а также перебура скважины ниже отметки подошвы уступа. Высота уступа, являясь важным показателем буровзрывных работ, вместе с тем является элементом системы разработки. Зависит высота уступа от многих горнотехнических и экономических факторов. На современных карьерах высота уступа составляет 10—20 *м*, а высота взрываемого слоя иногда достигает 30—45 *м*.

Из графика зависимости давления в скважине от высоты уступа (рис. 144) видно, что при увеличении высоты слоя с 15 до 75 *м* время действия взрыва возрастает в 4—5 раз. Именно это обстоятельство способствует повышению интенсивности и равномерности дробления горных пород при взрывании высоких уступов.

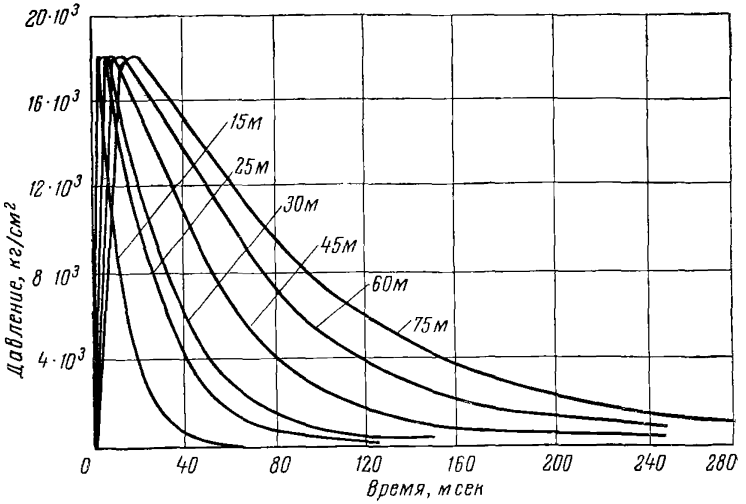


Рис. 144. Изменение давления в скважине в зависимости от высоты уступа

Рациональная высота слоя, при которой энергия взрыва всей колонки заряда скважины будет полностью использована на дробление, будет:

$$H_{\text{С}} = l_{\text{ВВ}} + l_{\text{з}} - l_{\text{п}},\ м, \tag{386}$$

где $l_{\text{ВВ}}$ — рациональная длина колонки заряда, *м*;

$$l_{ВВ} = \frac{(v''_{\text{тр}} + v'')\, v_{\text{дш}}}{(v_{\text{дш}} + v')\, v''_{\text{тр}}} W; \tag{387}$$

$l_{\text{п}}$ — длина перебура скважины, *м*;
W — линия наименьшего сопротивления, *м*;
$v''_{\text{тр}}$ — скорость развития трещин в направлении линии наименьшего сопротивления, *м/сек*;
v'' — скорость распространения волн напряжений по линии наименьшего сопротивления, *м/сек*;
$v_{\text{дш}}$ — скорость детонации детонирующего шнура, *м/сек*;
v' — скорость распространения волн напряжений параллельно оси заряда, *м/сек*.

Как показывают исследования, в гранитах скорость распространения волн напряжений более высокая, а скорость трещинообразования меньшая, чем в железистых кварцитах и известняках.

С учетом того, что в естественных условиях породы нарушены многочисленными трещинами, рациональная высота взрываемого слоя для железистых кварцитов $H_{\text{с}}$ будет составлять 28—35 *м*, для известняков — 29—37 *м*, для гранитов — 32—40 *м*.

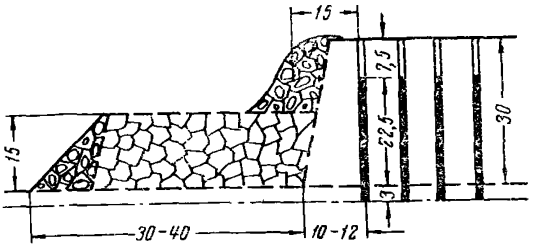


Рис. 145. Принципиальная схема взрывания высоких уступов

В условиях Криворожских ЮГОКов в настоящее время высота взрываемого слоя достигает 30—35 *м* (рис. 145), на флюсовых карьерах — 24—30 *м*.

Таким образом, увеличение высоты взрываемого слоя и соответственно увеличение длины колонки заряда являются одним из резервов повышения интенсивности и равномерности дробления, что подтверждено многолетней практикой взрывания высоких уступов в зажатой среде на железорудных карьерах Кривбасса (рис. 146).

Наиболее рациональное использование энергии взрыва в высоких уступах достигается при взрывании на неубранную горную

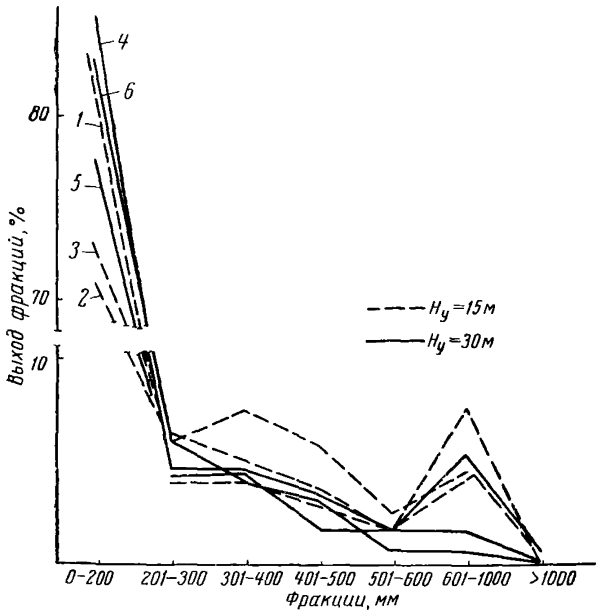


Рис. 146. Зависимость гранулометрического состава взорванной горной массы от высоты уступа:

1, 4 — руда окисленная; *2, 5* — руда магнетитовая; *3, 6* — сланцы

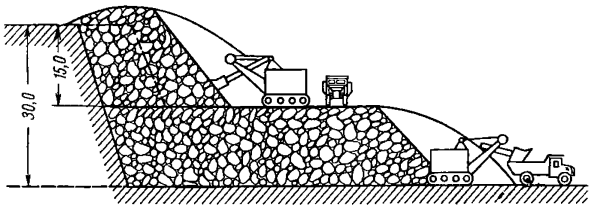


Рис. 147. Схема отработки горной массы на автомобильный транспорт при взрывании высоких уступов

массу. Характерным для этого метода является послойная погрузка взорванной горной массы (рис. 147), когда погрузочно-транспортное оборудование располагается на разрыхленной горной массе. Благодаря этому решаются два принципиально важных вопроса:

1) обуривается и взрывается уступ, высота которого способствует максимальному использованию энергии взрыва;

2) отработка взорванной горной массы ведется послойно при высоте уступа, наиболее приемлемой для экскавации.

Перебур скважин применяется из-за необходимости усиления действия взрыва в нижней части уступа вследствие наличия увеличенного сопротивления и зажима в подошве его.

Величина перебура зависит от высоты уступа, сопротивления по подошве, диаметра скважин, свойств применяемого ВВ, качества забойки, природных условий залегания и физико-механических свойств пород.

На современных карьерах глубина перебура устанавливается с учетом крепости и особенностей буримых пород и изменяется в довольно значительных пределах — от 0,05 до 0,35 высоты уступа.

Величина перебура может быть определена по формуле В. И. Курилова

$$l_{\text{п}} = \frac{W^3 \sin^3 \alpha q_{\text{в}} f(n)}{500\pi D^2 \Delta}, \ м, \tag{388}$$

где $l_{\text{п}}$ — величина перебура, *м*;
W — линия сопротивления по подошве, *м*;
α — угол откоса уступа, *град*;
$q_{\text{в}}$ — показатель взрываемости горных пород, *кг/м*^{3};

$$q_{\text{в}} = 0{,}8 \div 2{,}0 \ кг/м^3; \tag{389}$$

n — показатель действия взрыва, $f(n) = 0{,}20 \div 0{,}8$;
при взрывании для рыхления горных пород $n = 0{,}6 \div 0{,}8$;
D — диаметр скважинного заряда ВВ, *м*;
Δ — плотность взрывчатого вещества, *кг/дм*^{3};
для порошкообразных ВВ $\Delta = 0{,}8$—$1{,}1$ *кг/дм*^{3}.

Из этого выражения видно, что величина перебура находится в обратной зависимости от диаметра и величины заряда в перебуре и в прямой зависимости от величины линии сопротивления по подошве.

Общая глубина скважин

$$L = \frac{H_c}{\sin \beta} + l_п, \ м, \tag{390}$$

где β — угол наклона скважины к горизонту, *град*.

§ 4. Установление типа ВВ, величины и конструкции скважинных зарядов

Основные качественные характеристики выпускаемых в СССР взрывчатых веществ приведены в табл. 34.

Величина скважинного заряда ВВ зависит от крепости и вязкости горных пород, параметров и сетки скважин, конструкции заряда, очередности взрывания зарядов, характеристики взрывчатого вещества, необходимой формы и размеров развала.

Имеется много аналитических зависимостей для определения оптимальной величины заряда. Но эти зависимости, как правило, дают удовлетворительный результат лишь для определенных условий взрывания, так как в них не учитывается большинство из названных факторов. С другой стороны, учет всех этих факторов загромождает расчетные выражения, что в значительной мере усложняет применение таких формул. Применение полных математических зависимостей для определения рациональной величины заряда практически целесообразно только при машинизации расчетных работ. Этим объясняется широкое применение на практике упрощенных расчетных зависимостей.

Обычно для расчета скважинного заряда пользуются выражениями:

для скважин первого ряда

$$Q = qWH_y a, \ кг, \tag{391}$$

где q — удельный расход взрывчатых веществ по первому ряду скважин, *кг/м*^{3}; приближенно величину q для разных пород можно принимать согласно табл. 35;

для последующих рядов скважин

$$Q_i = q_i b H_y a_i, \ кг, \tag{392}$$

q_i — удельный расход ВВ по последующим рядам скважин, *кг/м*^{3};

W — величина сопротивления по подошве, *м*;

H_y — высота уступа, *м*;

a и a_i — расстояние между скважинами в первом и последующих рядах, *м*;

b — расстояние между рядами скважин, *м*.

Таблица 34

Характеристика взрывчатых веществ, применяемых на открытых работах

Взрывчатое вещество	Плотность, *г/см³*	Энергия взрыва, *ккал/кг*	Бризантность, *мм*	Работоспособность, *см³*	Скорость детонации, *м/сек*	Рациональные условия применения	Стоимость, *руб/т*
Аммонит № 6 (порошкообразный)	1,0—1,1	1028	14—16	360—380	3600—4200	В сухих средне- и трудновзрываемых породах	175
Аммонит № 6ЖВ (порошкообразный).	1,0—1,15	1028	14—17	360—380	3600—3800	Во влажных средне- и трудновзрываемых породах	180
Аммонит № 7 (порошкообразный)	1,0—1,1	962	13—15	350—370	3600—3900	В средневзрываемых сухих породах	165
Аммонит № 7ЖВ (порошкообразный	0,95—1,1	979	15—15	350—370	3500—3900	В средневзрываемых влажных породах	170
Аммонит скальный № 1 (порошкообразный) в патронах диаметром 210 *мм*	0,95—1,1	1270	18—20	450—480	4000—5000	В весьма трудновзрываемых сухих породах	—
Аммонит скальный № 1ЖВ (порошкообразный в патронах диаметром 210 *мм*) . .	0,95—1,1	1290	18—21	450—480	4000—5000	То же	
Аммонит В-3 (порошкообразный)	0,95—1,1	1000	14—15,5	360—370	3600—4000	В трудно- и средневзрываемых влажных породах	160
Аммонит В-3 (шнекованный)	1,2—1,3	—	—	360	4000	В трудно- и средневзрываемых обводненных породах	300
Аммонит № 9 (порошкообразный)	0,85—0,95	857	11—12	360—330	3000—3500	В средневзрываемых сухих породах	135
Аммонит № 10 (порошкообразный)	0,85—0,95	905	11—13	300—330	3200—3600	То же	115
Зерногранулит 80/20	0,84	1000		360—390	2850—3500	»	165
Зерногранулит 50/50	0,80	870—980		340	4597—5810	В средне- и трудновзрываемых влажных породах	—
Зерногранулит 30/70	0,85	856		310	4470—6305	То же	230
Гранулит С	0 85	850—930		340	1385—2600	В легковзрываемых сухих породах	115
Гранулит АС	0,9	1023	—	350—400	3230—3375	В легко- и средневзрываемых породах	140
Игданит 94/4	0,9	—	—	290	—	То же	60
Алюмотол (гранулированный)	0,95	1302	20—30	420	6000	В трудновзрываемых обводненных породах	535
Тротил (гранулированный) . .	1,0	1000	—	280	5700	То же	370
Тротил (плавленый)	1,7	1000	24	270	6000	»	320
Аммонит ВА-8 и ВА-4 . . .	0,9	—	—	400	—	В трудновзрываемых влажных породах	170
Акватол 65/35	1,4	926	20	360	5000	То же	233

Таблица 35

Расчетный удельный расход ВВ для различных пород

Горная порода	Значения удельного расхода ВВ, кг/м³, для зарядов	
	рыхления	выброса
Песок	—	1,8—2,0
Песок плотный и влажный	—	1,4—1,5
Суглинок тяжелый	0,4—0,45	1,2—1,35
Крепкие глины	0,4—0,5	1,2—1,5
Лёсс	0,35—0,45	1,1—1,5
Мел	0,3—0,35	0,9—1,1
Гипс, опока, мергель	0,4—0,5	1,2—1,5
Туфы, трещиноватая тяжелая пемза	0,5—0,6	1,5—1,8
Известняк-ракушечник	0,6—0,7	1,8—2,1
Конгломерат и брекчии на известняковом цементе	0,45—0,55	1,35—1,65
Песчаник на глинистом цементе, сланец, глинистый мергель	0,45—0,55	1,35—1,65
Известняк, песчаник	0,5—0,8	1,5—2,4
Гранит	0,6—0,85	1,8—2,55
Базальт, андезит	0,7—0,9	2,1—2,7
Кварцит	0,6—0,7	1,8—2,1
Порфирит	0,8—0,85	2,4—2,55

Полученные по этим формулам величины зарядов проверяются по удельной вместимости скважин

$$Q = P_i\,(L - l_з),\ кг, \tag{393}$$

L — глубина скважины, *м*,

$l_з$ — величина забойки, *м*.

Забойка оказывает большое влияние на величину заряда; от нее в значительной мере зависит полезное использование энергии взрыва на дробление, а также разлет осколков породы от взрыва.

Величина забойки зависит от параметров буровзрывных работ, свойств разрушаемого массива, материала забойки и взрывчатого вещества.

Анализом большого числа производственных взрывов получены значения применяемых в карьерах величин забойки в зависимости от диаметра скважин и сопротивления по подошве, которые могут приниматься для ориентировочных расчетов:

$$20\,D \leqslant l_з \leqslant 24\,D; \tag{394}$$

$$0{,}7\,W \leqslant l_з \leqslant W, \tag{395}$$

где D — диаметр скважин.

Степень дробления горных пород определяется также конструкцией заряда ВВ. При низкой колонке заряда в достаточной степени хорошо дробится только нижняя часть уступа, перемещаемая взрывом в периферийную часть развала; верхняя же часть уступа разру-

шается при падении под действием собственного веса, как правило, по естественным отдельностям и плоскостям скольжения. Поэтому при скважинном взрывании сплошными зарядами основной выход негабаритов наблюдается из верхней части уступа.

Для более равномерного дробления массива заряд рассредоточивается по длине скважины. Если крепость взрываемой породы по высоте уступа различна, части рассредоточенного заряда следует располагать в наиболее крепких участках уступа.

Доказана эффективность рассредоточения зарядов в скважинах воздушными промежутками. Такая конструкция заряда, разработанная в ИГД им. А. А. Скочинского под руководством академика Н. В. Мельникова и докт. техн. наук Л. Н. Марченко, основана на перераспределении энергии взрыва, позволяющем существенно увеличить полезную работу взрыва. Оставлением воздушных полостей между частями рассредоточенного заряда можно:

значительно снизить начальное давление взрыва и тем самым уменьшить переизмельчение породы, непосредственно соприкасающейся с зарядом ВВ;

увеличить время активного воздействия на окружающую среду и тем самым улучшить степень дробления.

Воздушные промежутки создаются по вертикали, при этом необходимо плотное прилегание заряда ВВ к стенкам скважины. Наличие кольцевого зазора снижает дробящее и увеличивает метательное действие взрыва. Обычно колонка заряда в скважине рассредоточивается на 2—3 неравные части. Величина нижнего заряда устанавливается из расчета обеспечения хорошей проработки подошвенной части уступа. Обычно величина нижнего заряда

$$Q_{\text{н}} = (0{,}6 - 0{,}8)\, Q, \ кг, \tag{396}$$

где Q — общий вес заряда в скважине, *кг*.

Верхний заряд может, в свою очередь, рассредоточиваться на 2—3 части. Количество частей заряда и величина воздушной полости лимитируются минимально допустимой величиной забойки. Обычно длина воздушного промежутка в зависимости от горногеологических условий принимается в пределах 0,17—0,35 полной длины заряда в скважине (наименьшее значение соответствует более крепким породам).

В практике взрывных работ довольно часто регулируют мощность заряда в скважине по вертикали за счет применения различных типов ВВ (комбинированные заряды). При этом, как правило, в нижнюю часть скважины размещают мощное ВВ (тротил, алюмотол и др.), а в верхнюю часть — ВВ менее мощное (зерногранулиты, игданит и т. д.). Такая конструкция заряда обусловлена не только необходимостью преодоления повышенного сопротивления по подошве уступа, но часто и обводненностью скважин.

В последние годы наметилось новое направление в области управления энергией взрыва с целью более полного ее использования на дробление горных пород — многократное действие заряда

в одной скважине за счет применения разновременного взрывания отдельных частей рассредоточенного заряда. Этот метод получил название метода внутрискважинных замедлений.

Впервые этот метод взрывания был применен в 1958 г. на карьерах Норильского комбината. Промышленная проверка метода была проведена в дальнейшем на железорудных карьерах Кривбасса и Докучаевского флюсо-доломитового комбината.

Существуют две схемы внутрискважинного замедления:

схема поочередного замедления сверху вниз;

схема поочередного замедления снизу вверх.

В первом случае (рис. 148) вначале взрывается верхний заряд скважины. Через определенное замедление (время замедления зависит от типа ВВ, физико-механических свойств взрываемых пород, величины инертного промежутка между частями заряда и т. д.) взрывается нижний заряд. При высоте уступа 13—15 *м* и величине инертного промежутка 1 *м* время замедления составляет 10—15 *мсек*. Замедление осуществляется пиротехническим замедлителем КЗДШ-58, который размещают между частями скважинного заряда.

При второй схеме (рис. 149) первым взрывается нижний заряд скважины. Пиротехнический замедлитель в этом случае располагается на поверхности (у устья скважины). С целью недопустимости возбуждения детонации верхнего заряда от детонирующего шнура, идущего к нижнему заряду скважины, отрезок детонирующего шнура, проходящий через верхний заряд, изолируют (помещая в резиновую или хлорвиниловую трубку или в деревянный желоб).

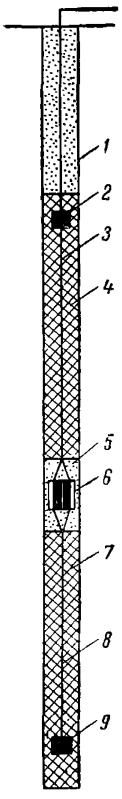


Рис. 148. Внутрискважинное взрывание по схеме замедления сверху:

1 — забойка; *2* — боевик; *3* — детонирующий шнур; *4* — верхний заряд ВВ; *5* — забойка; *6* — футляр с КЗДШ-58; *7* — нижний заряд ВВ; *8* — ДШ; *9* — боевик

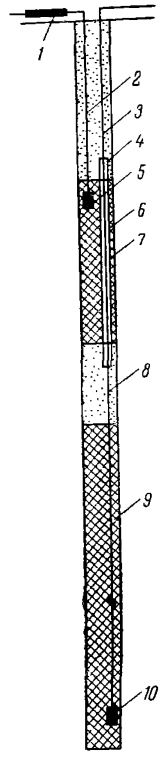


Рис. 149. Внутрискважинное взрывание по схеме замедления снизу:

1 — КЗДШ-58; *2*, *3* — ДШ; *7* — изолирующая трубка; *5* — боевик; *6* — верхний заряд ВВ; *4*, *8* — забойка; *9* — нижний заряд ВВ; *10* — боевик

Как показали лабораторные и промышленные исследования, с точки зрения интенсивности дробления пород лучшим является

вторая схема замедления. При схеме замедления сверху вниз эффективность дробления достигается за счет того, что взрыв первого заряда облегчает условия работы нижнему заряду. Однако при этом продукты взрыва нижнего заряда имеют возможность более свободно прорываться вверх, что снижает коэффициент использования энергии ВВ на дробление. Существенным недостатком этой схемы замедления является необходимость размещения КЗДШ-58 внутри скважины. При электровзрывании схема упрощается, но необходимость размещения электродетонатора не устраняется.

Взрывание первым нижнего заряда скважины создает предварительное напряжение массива, а взрыв верхнего заряда обеспечивает дополнительный «распор» в скважине продуктов взрыва нижнего заряда. Полезное использование энергии взрыва повышается. Размещение замедлителей на поверхности обеспечивает большее удобство и безопасность работ.

Промышленный эксперимент по методу внутрискважинных замедлений в условиях НКГОКа, ЮГОКа и ИнГОКа по породам с $f = 10—15—17$ показал, что выход фракции свыше 400 *мм* (нетранспортабельной конвейерами) на экспериментальном участке в 2—8 раз меньше, чем на контрольном.

Метод внутрискважинных замедлений при взрывании высоких уступов был применен в условиях ЮГОКа. При взрывании пород с $f = 18 \div 20$ на экспериментальном участке фракции более 500 *мм* составили 1,36% против 18,6% на контрольном участке. Подработка подошвы уступа при этом была хорошая.

Эффективность метода внутрискважинных замедлений была подтверждена и на карьерах флюсовой промышленности. При взрывании в условиях карьеров Докучаевского флюсо-доломитного комбината фракции свыше 500 *мм* составили 1,6% против 5,7% на контрольном участке.

Таким образом, метод внутрискважинных замедлений является новым, высокоэффективным средством управления действием взрыва.

§ 5. Способы и схемы инициирования скважинных зарядов

Скважинные заряды ВВ могут инициировать одновременно либо с некоторым интервалом во времени. В зависимости от величины интервала замедления τ различают следующие способы взрывания группы зарядов:

мгновенное при $\tau \leqslant 5$ *мсек*;

короткозамедленное (миллисекундное) при $5 < \tau < 250$ *мсек*;

замедленное при $250 < \tau$ *мсек*.

Мгновенное взрывание группы зарядов на уступе вызывает неравномерное дробление породы, значительный разлет осколков, широкие развалы горной массы и, кроме того, одновременное инициирование группы зарядов сопровождается сильным сейсмическим,

ударным и звуковым эффектом. Вследствие нерационального использования энергии мгновенному взрыванию соответствуют суженные сетки скважин и малый выход горной массы с 1 *м* скважины.

Имевшие место на ряде карьеров попытки применять с целью ликвидации этих недостатков взрывание с секундными замедлениями между зарядами не привели к желаемому результату. При замедленном взрывании зарядов на уступе имело место худшее дробление горной массы, наблюдались отказы скважинных зарядов. Решить эти вопросы удалось при короткозамедленном инициировании зарядов.

Основным параметром короткозамедленного взрывания является интервал замедления τ, величина которого зависит от физико-механических свойств взрываемых пород, расположения и величины зарядов, основной цели взрыва. Обычно в горной практике величину τ определяют из условия обеспечения наилучшего дробления породы. В этом случае рациональную величину замедления устанавливают по эмпирической зависимости

$$\tau = KW, \text{ мсек}, \tag{397}$$

где K — коэффициент, зависящий от условий взрывания и определяемый экспериментально; $K = 1 \div 5$, причем наиболее трудно разрушаемым породам соответствует минимальное значение K;

W — величина линии наименьшего сопротивления, *м*.

На действующих карьерах величина интервала замедления составляет 10—35 и 50 *мсек*. Увеличение времени замедления при взрывании на свободную плоскость приводит к уменьшению ширины развала, но, как правило, связано с ухудшением степени дробления горных пород.

При взрыве на уступе одного ряда скважинных зарядов короткозамедленным способом применяются в основном три схемы коммутации зарядов: через скважину (рис. 150, *а*); волновая (рис. 150, *б*); поочередная (рис. 150, *в*).

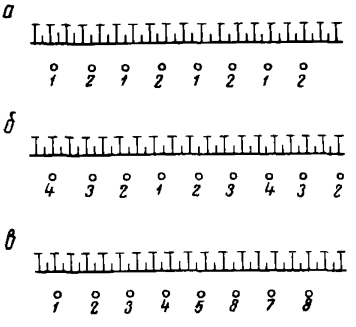


Рис. 150. Схема коммутации зарядов при однорядном их расположении

В отличие от мгновенного взрывания, когда все заряды действуют в основном в одном направлении, при короткозамедленном взрывании действие зарядов направляется в сторону наивыгоднейшего использования энергии взрыва, что позволяет увеличить расстояние между скважинами и тем самым повысить выход горной массы с 1 *м* скважины.

Взрывание по схеме через скважину обеспечивает лучшее дробление, меньший сейсмический эффект и более компактный развал, чем мгновенное взрывание. Но эта схема

уступает в этом же отношении волновой и поочередной. При волновой схеме обеспечивается лучшее дробление за счет встречного полета и соударения породы при взрыве. И волновой и поочередной схеме соответствует минимальный сейсмический эффект взрыва за счет большого числа ступеней замедления.

При взрывании скважинных зарядов по волновой схеме развал приобретает волнообразную форму в плане и в продольном разрезе: участки с максимальной шириной развала соответствуют скважинам, взрываемым в первую серию;

минимальная ширина развала соответствует скважинам последней серии замедления.

В наибольшей степени преимущества короткозамедленного взрывания проявляются при многорядном расположении скважин на уступе.

До внедрения короткозамедленного взрывания многорядное расположение скважин считалось неэкономичным из-за малого выхода горной массы с одного метра бурения, большого удельного расхода ВВ и ограниченных возможностей для управления взрывом. Поэтому его применяли в малых объемах — обычно при селективной выемке, зарезке новых горизонтов, проведении съездов и т. п.

Благодаря короткозамедленному взрыванию были вскрыты огромные резервы, заключенные в многорядном расположении скважин на уступах, которому присущи следующие основные достоинства:

улучшается степень дробления пород;

повышается в среднем на 15% производительность погрузочно-транспортного оборудования;

возрастает на 10—15% производительность буровых станков;

значительно улучшается использование фронта работ;

снижается стоимость добычи единицы горной массы.

С переходом на многорядное короткозамедленное взрывание повышаются возможности более рационального использования энергии взрыва за счет применения более совершенных схем взрывания. При инициировании нескольких зарядов мгновенно заряды действуют по направлениям своих линий наименьшего сопротивления, т. е. заряды первого ряда — в сторону откоса уступа, а в последующих рядах — вверх на воронку (рис. 151). Лишь за счет концентрации энергии на наибольшем участке (повышенный удельный расход ВВ) производится отработка подошвы в районе последующих рядов. Практически на полезное разрушение массива затрачивается ничтожная часть энергии взрыва; остальная энергия идет на разрушение откосов уступа и разброс породы.

Короткозамедленное взрывание позволило взрывать скважины в определенной последовательности. После отрыва породы скважинами первоначальных ступеней замедления создаются лучшие условия для работы зарядов следующих очередей, которые действуют в направлении наивыгоднейшего использования энергии взрыва.

При многорядном короткозамедленном взрывании скважин применяются следующие схемы инициирования зарядов (рис. 152):

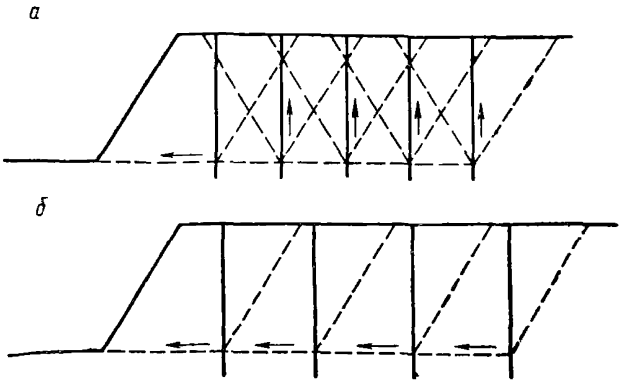


Рис. 151. Схема действия зарядов при мгновенном (*а*) и короткозамедленном (*б*) взрывании

порядная; с горизонтальным линейным врубом; с вертикальным призматическим врубом; с вертикальным фронтальным врубом и с вертикальными торцовыми врубами.

При порядной схеме ряды скважин взрываются с интервалами 25—75 *мсек*. Уменьшение интервалов менее 25 *мсек* в трудновзрываемых породах обычно вызывает затруднения при отработке по-

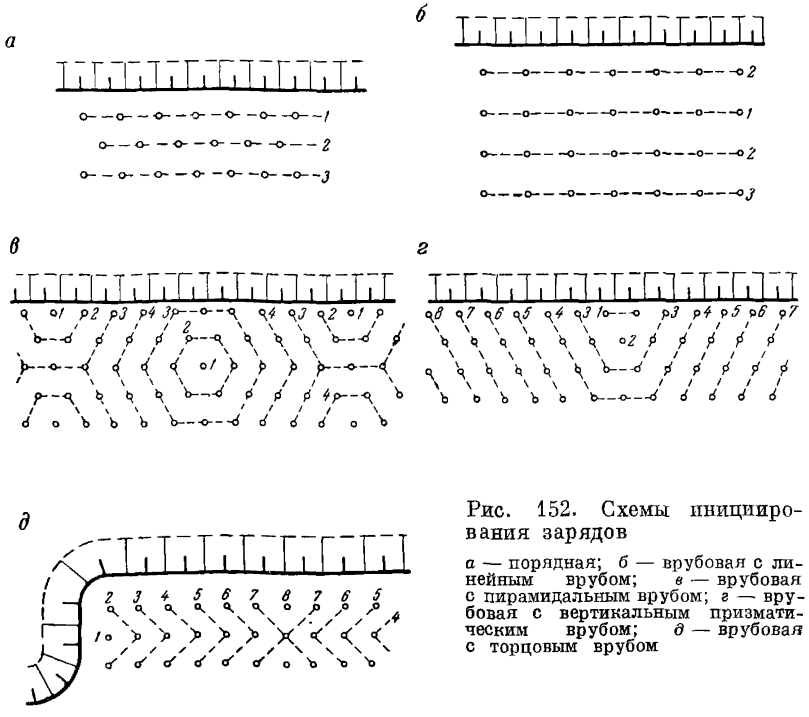


Рис. 152. Схемы инициирования зарядов

а — порядная; *б* — врубовая с линейным врубом; *в* — врубовая с пирамидальным врубом; *г* — врубовая с вертикальным призматическим врубом; *д* — врубовая с торцовым врубом

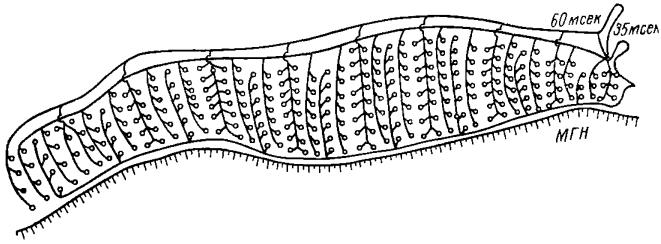


Рис. 153. Многорубовая схема соединения зарядов

дошвы уступа; в этих случаях часто наблюдается выброс породы на верхнюю площадку уступа.

Более совершенными являются многорубовые схемы взрывания (рис. 153), при которых к моменту действия зарядов последующих замедлений появляется третья обнаженная плоскость, а взрываемый массив находится в напряженном состоянии от действия предыдущих зарядов. При врубовых схемах дробление горной массы лучше, чем при порядной, так как имеет место дополнительное дробление при встречном полете и соударении поднятой взрывом породы.

При взрывании по схемам с торцовым врубом отрыв породы происходит вдоль уступа. Для этого в уступе делается выемка, равная ширине ленты отрыва. Скважины бурятся по шахматной либо квадратной сетке. В первую серию взрываются скважины, примыкающие к выемке, последующие — работают в направлении скважин первой серии, как на вруб. В результате такого порядка инициирования изменяется направление отрыва породы. Ширина развала, замеренная нормально к фронту уступа, уменьшается до 30—40%.

Одним из преимуществ многорядного короткозамедленного способа взрывания является улучшение условий работы экскаваторов и транспорта. Сопоставление результатов взрывов при однорядном и многорядном короткозамедленном взрывании особенно в трудновзрываемых породах говорит о неоспоримых преимуществах последнего (табл. 36).

Многорядное расположение скважин улучшает условия работы буровых станков. Бурение скважин во втором и последующих рядах более производительно из-за меньшей нарушенности массива. Например, при бурении в весьма крепких породах четырех рядов скважин средняя производительность бурового станка по блоку превышает производительность по первому ряду на 15—25% (табл. 37).

Важным преимуществом многорядного взрывания является возможность увеличивать объемы взрывания при ограниченном фронте работ карьера, обеспечивать форсированное подвигание вскрышных уступов за счет производства более мощных взрывов и, как следствие этого, возможность значительного сокращения количества взрывов.

Таблица 36

Сравнение показателей однорядного и многорядного расположения скважин при короткозамедленном взрывании

Условные №№ взрывов	Параметры буровзрывных работ			Объем взорванной породы, $м^3$	Выход породы с 1 м бурения, $м^3$	Негабаритность, %	Производительность экскаватора, $м^3/м^3$ ковша в час
	расстояние между скважинами, м	расстояние между рядами, м	ЛСПП, м				
Однорядное короткозамедленное взрывание							
1	5,0	—	12,2	39,8	47,0	16,1	38,6
2	5,0	—	10,5	9,0	41,0	3,6	33,0
3	5,0	—	12,2	25,2	28,8	2,8	32,0
4	5,0	—	12,9	10,0	23,4	1,4	33,8
5	5,1	—	12,2	16,2	62,5	5,2	35,7
Среднее	5,0	12,6	12,6	—	38,0	2,3	34,6
Многорядное короткозамедленное взрывание							
6	5,9	8,8	14,7	45,8	43,0	1,9	31,3
7	6,4	6,8	14,3	40,0	53,3	1,2	34,9
8	6,5	8,3	12,4	32,0	48,0	0,7	46 0
9	5,9	8,4	12,3	38,3	48,0	1,2	41,5
10	6,1	7,9	13,4	38,4	45,5	1,4	44,5
Среднее	6,2	8,1	13,4	—	48,0	1,3	39,0

Таблица 37

Зависимость производительности бурения от числа рядов скважин

Диаметр скважин, мм	Ряды скважин	Среднесменная производительность бурового станка	
		м	в % к первому ряду
250	1	4,6	100
	2	4,7	102
	3	5,7	124
	4	5,8	126
155	1	6,8	100
	2	8,9	130
	3	9,2	135
	4	9,7	142

Большое значение при многорядном взрывании имеет правильное определение размеров взрываемого блока. От числа рядов скважин во взрываемом блоке зависят производительность горно-транспортного оборудования, экономичность и безопасность горных работ. С увеличением числа рядов сокращаются затраты на путепереукладочные работы, повышается производительность экскаваторов, тран-

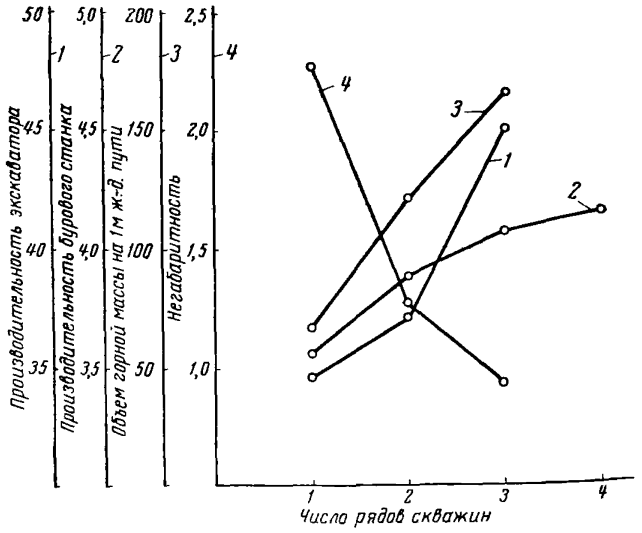


Рис. 154. Эффективность многорядного расположения скважин

спорта, буровых станков, улучшается дробление горной массы (рис. 154).

Наблюдения за размерами развалов при различном числе рядов взрываемых скважин привели к выводу, что расстояние отброса породы от линии скважин первого ряда остается почти неизменным при любом количестве рядов. Поэтому с ростом числа рядов скважин возрастает компактность развала. При определенном количестве рядов, взрываемых в одном направлении, высота развала превышает допустимую по условиям безопасности высоту забоя. В больших объемах интенсивно происходит процесс уплотнения и смерзания разрыхленной массы. При экскавации откос такого забоя становится крутым, в верхней части развала образуются опасные навесы. Машинист экскаватора вынужден работать в таком забое с максимальной осторожностью, в результате чего длительность цикла увеличивается. Кроме того, при экскавации появляются дополнительные операции по созданию безопасных забойных условий.

Регулировать высоту развала можно изменением ширины заходки по целику (числа рядов скважин), очередностью и интервалами короткозамедленного взрывания.

Допустимое число рядов скважин n из условия обеспечения безопасной высоты развала определяется по формуле

$$n = \frac{h\left(B_0 - b + \dfrac{0{,}21h}{\sin 2\alpha}\right) + 2H_y K_p (b - W)}{b\,(2H_y K_p - h)}, \qquad (398)$$

где h — допустимая высота развала, *м*;
B_0 — ширина развала при однорядном взрывании, *м*;
b — расстояние между рядами скважин, *м*;
$H_у$ — высота уступа, *м*;
$K_р$ — коэффициент разрыхления горных пород в развале;
W — сопротивление по подошве уступа, *м*;
α — угол откоса уступа, *град*.

При регулировании размеров развала с помощью короткозамедленного взрывания исходят из следующих основных принципов: а) скважинам, взрываемым в первую серию, соответствуют более высокие участки развала; б) снижение интервала замедления между зарядами приводит к общему увеличению высоты развала.

Для достижения нужного эффекта при управлении развалом необходимо наряду с короткозамедленным взрыванием применять рациональные параметры буровзрывных работ и конструкции зарядов, а также использовать метод взрывания в зажатой среде.

§ 6. Буровзрывные работы при селективной разработке сложных скальных забоев

В отличие от простых забоев, представленных однородными горными породами, в сложных забоях имеет место перемещение полезного ископаемого с прослойками или массивом пород.

Степень сложности забоя определяется:

а) направлением контакта между полезными ископаемым и породами;

б) относительной мощностью рудного или породного включения;

в) числом прослоек полезного ископаемого или пород;

г) количеством горных пород в забое, требующих раздельного извлечения.

Одним из наиболее важных элементов залегания рудного тела, определяющих технологию разработки сложного забоя, является направление контакта. Чем больше отклонение контакта между полезным ископаемым и породами по отношению к горизонту и к углу откоса уступа, тем труднее добывание полезного ископаемого с малыми потерями и разубоживанием. Наиболее сложно осуществлять селективную разработку при наклонном и крутом контакте, особенно при несогласованном направлении контакта и откоса уступа.

В общем случае селективная разработка сложных скальных забоев осуществляется в сочетании:

массового взрывания с селективной выемкой;

селективного взрывания с валовой выемкой.

То есть селекция осуществляется либо в период рыхления массива, либо во время выемочно-погрузочных работ.

Выемка полезного ископаемого из развала горной массы может осуществляться без внутризабойной сортировки либо с сортировкой. Чем интенсивнее в развале перемешано полезное ископаемое с по-

родами, тем сложнее сортировка и больше времени затрачивается на погрузку 1 m полезного ископаемого. Поэтому огромное влияние на эффективность селективной разработки оказывает способ рыхления массива.

Массовое взрывание в сложных забоях в организационном отношении наиболее простое. В результате такого взрывания происходит значительное перемешивание полезного ископаемого с породами, что резко снижает производительность экскаватора (из-за необходимости производить сложную сортировку) и транспорта, ухудшает условия переработки сырья, увеличивает потери и разубоживание полезного ископаемого. Поэтому очевидно, что экономически более выгодно осуществлять селекцию в период взрывания.

Раздельное взрывание в сложных забоях возможно способами, показанными на рис. 155.

Наибольшее распространение в практике открытых горных работ нашли способы рыхления горизонтальными слоями и выборочного рыхления участков уступа. Применение первого способа дает хороший эффект при угле наклона контакта до 10—15°. При больших углах резко возрастают потери и разубоживание полезного ископаемого. Снизить

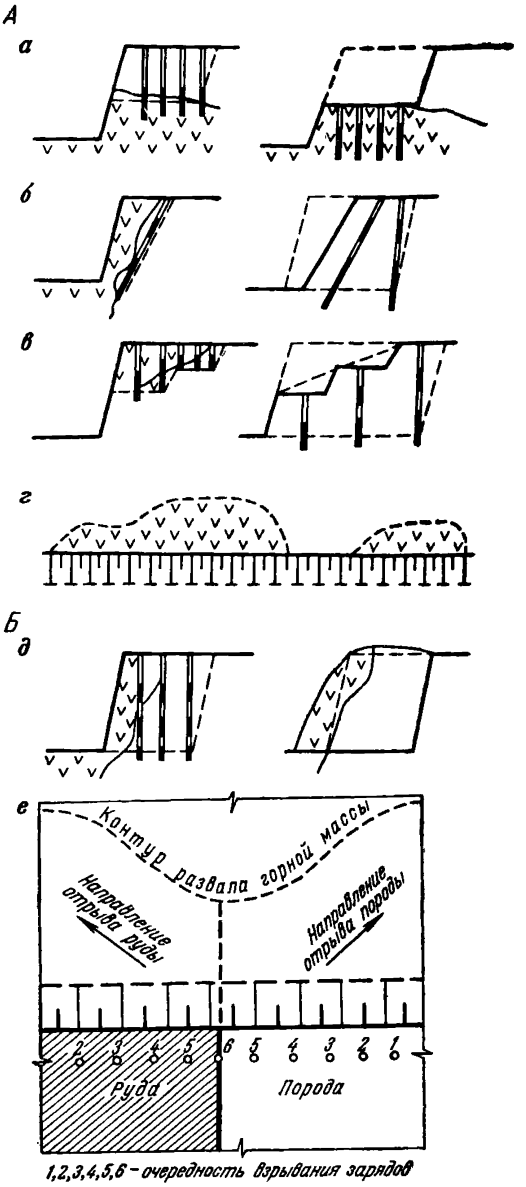


Рис. 155. Схемы селективной разработки сложных забоев:

А — двухстадийная разработка уступа: *а* — горизонтальными слоями; *б*—крутыми слоями; *в*— наклонными слоями; *г*— выборочным взрыванием; Б— одностадийная разработка уступа; *д* — взрыванием без нарушения структуры забоя; *е* — взрыворазделением руды и породы

потери и разубоживание возможно, применяя способ разработки наклонными слоями.

В последние годы в связи с развитием буровой техники для наклонного бурения появились благоприятные условия для рыхления крутыми слоями.

Тем не менее способы разновременного рыхления разновидностей часто не могут применяться в силу того, что двухстадийная разработка уступов замедляет темп горных работ. Это особенно характерно для карьеров, разрабатывающих массивные рудные тела, где добыча руды из приконтактной зоны имеет небольшой удельный вес в общем объеме добычи. В таких случаях обычно применяют валовую разработку, хотя это связано с большими потерями руды.

Вместе с тем разработка на контакте массивных рудных тел может производиться в одну стадию при взрывании массива без нарушения структуры уступа, а также при взрыворазделении руды и породы.

Первый способ успешно применяется, в частности на меднорудном карьере «Влайхов върх» (Болгария). Одним из главных условий возможного применения способа взрывания без нарушения структуры массива является наличие в уступе хрупких, легко дробимых горных пород и полезного ископаемого.

Более гибки в применении способы разделения компонентов из сложного забоя под действием взрыва (взрыворазделение). Эти способы основаны на использовании современных средств взрывания, позволяющих создавать развал горной массы заданной формы и размеров, а также перемещать действием взрыва компоненты сложного забоя в заданные районы развала.

В практике ожидаемые ширина и максимальная высота развала обычно определяется по эмпирическим формулам либо по геометрическим зависимостям. Эти методы расчета дают самое общее представление о развале, так как они не отражают характера распределения горной массы в развале в зависимости от строения уступа, а поэтому они пригодны только для приближенного определения параметров развала и лишь в однородных забоях. При взрывании в сложных забоях, когда возникает необходимость не только в создании развала определенной формы, но и требуется четкое разделение полезного ископаемого и пород, форма и размеры развала должны определяться только изучением динамики разрушения уступа взрывом.

Пользуясь известными законами внешней баллистики, представляется возможным определить траектории движения различных частей взрываемого уступа, что позволяет установить характер распределения пород из массива в развале при различных условиях взрывания.

Траекторию свободного движения твердого тела в воздушной среде можно выразить уравнением

$$Y=(X-X_0)\operatorname{tg}\alpha-\frac{g}{4b^2v_0^2}\left(e^{\frac{2b(X-X_0)}{\cos\alpha_0}}-\frac{2b(X-X_0)}{\cos\alpha_0}-1\right)+Y_0, \quad (399)$$

где X и Y — координаты движения тела, *м*;
X_0 и Y_0 — начальные координаты тела, *м*;
α_0 — начальный угол вылета тела, *град*;
g — ускорение силы тяжести, *м/сек* ^{2};
b — сопротивление воздушной среды, $м^{-1}$;

$$b = \frac{\rho_в i}{2a\rho_п};$$

v_0 — начальная скорость вылета тела, *м/сек*;
$\rho_в$ и $\rho_п$ — массовые плотности соответственно воздуха и горной породы, *кг·сек* $^2/м^4$;
i — коэффициент формы тела;
a — средний линейный размер тела, *м*.

Основными показателями, от которых зависит форма траектории, являются α_0 и v_0. Начальный угол вылета α_0 определяется положением тела относительно заряда ВВ (угол всегда нормален к поверхности заряда ВВ).

Начальная скорость может быть установлена по формуле проф. Г. И. Покровского и канд. техн. наук А. А. Черниговского

$$v_0 = A\left(\frac{Q^{\frac{1}{3}}}{W}\right)^n, \ м/сек, \qquad (400)$$

где Q — вес заряда ВВ, *кг*;
W — линия удара, соответствующая линии наименьшего сопротивления *м*;
A и n — коэффициенты пропорциональности, зависящие от условий взрывания и сорта ВВ; для современных ВВ $n = 1{,}5$.

Значение коэффициента A для крепких скальных пород приближенно можно принимать согласно графику (рис. 156), составленному нами на основе анализа кинограмм взрывов в различных условиях взрывания.

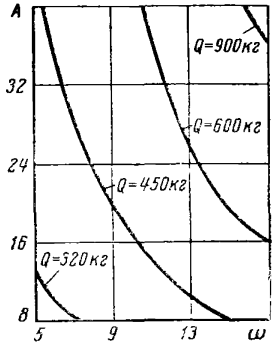


Рис. 156. График зависимости коэффициента A от величины линии удара и веса заряда ВВ

При определении профиля развала на основе построения траектории движения отдельных частей уступа предполагается, что:

ось вектора начальной скорости нормальна к поверхности заряда;

под действием взрыва массив дробится на примерно одинаковые куски сосредоточенной формы;

все куски породы, находящиеся на одной линии удара, приобретают одинаковую начальную скорость.

Для построения профиля развала выполняются следующие операции (рис. 157):

а) вычерчивается профиль уступа в соответствующем масштабе с нанесенной колонкой заряда;

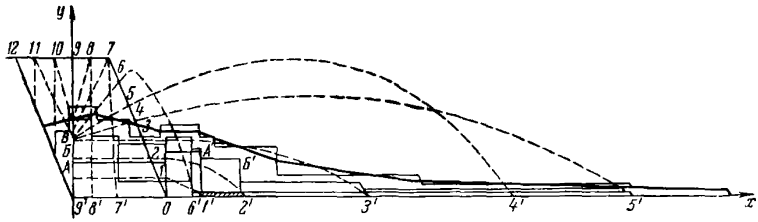


Рис. 157. Схема построения профиля развала горной массы

б) профиль уступа делится на произвольное число частей и каждая точка поверхности уступа соединяется с поверхностью заряда по кратчайшему расстоянию прямыми (*А—1*, *Б—2*, *В—3* и т. д.):

в) из точек *1*, *2*, *3* и т. д. строят траектории движения;

г) между точками пересечения траекторий с осью абсцисс строят прямоугольники, площади которых равны площадям массива между отрезками на профиле уступа (например, на рис. 157 $S_{АБ21} = S_{А'Б'2'1'}$;

д) высоты прямоугольников графически суммируют и результаты, умноженные на величину $\sqrt{K_р}$, откладывают над точками *1'*, *2'*, *3'* и т. д. ($K_р$ — коэффициент разрыхления горной породы);

е) плавная кривая, проведенная над вершинами результирующих прямоугольников, показывает ожидаемую форму профиля развала. На профиле развала легко устанавливаются места размещения горных пород из различных частей уступа. Например, на рис. 157 слой *АБ21* расположен между точками *1'* и *2'*.

Очевидно, что если по начальным условиям взрывания можно прогнозировать форму и размеры развала, а также распределение горных пород в развале, то можно решить и обратную задачу — созданием определенных условий в различных частях уступа (изменяя величину и направление v_0 за счет изменения конструкции и величины заряда ВВ, типа ВВ, очередности взрывания частей заряда, интервала замедления и пр.) можно добиться такого размещения в развале руды и породы, которое наиболее удобно для экскавации. Необходимое значение v_0 определяется совместным решением выражений (400) и (399).

На основе данной методики можно, таким образом, установить условия для эффективного взрыворазделения, а также рассчитать параметры взрывания, при котором не произойдет нарушения целостности структуры массива.

Взрыворазделение при наклонном или крутом контакте между рудой и породой возможно путем отбрасывания одной части уступа (например, рудной) в периферийную часть развала при малом перемещении другой (породной) части.

Эксперименты по взрыворазделению руды и породы проводились на карьере Норильского горнометаллургического комбината в породах и рудах крепостью 14—16 (по шкале М. М. Протодьяконова),

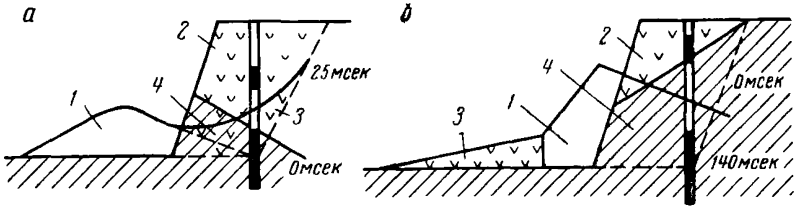


Рис. 158. Взрыворазделение компонентов путем:

а — выброса нижней части уступа; *б* — сброса верхней части уступа; *1* — рудная часть развала; *2* — породная часть массива; *3* — породная часть развала, *4* — рудная часть массива

с объемным весом 2,8—3,0 *т/м*^{3}, при наклоне контакта 25—40°, высоте уступа 15 *м* и диаметре скважин 250 *мм*.

В одном из опытов производился отброс нижней (рудной) части уступа и нормальное рыхление верхней (породной) части (рис. 158, *а*). Для этого верхние заряды со средним весом по 80 *кг* инициировались с замедлением во времени до 50 *мсек* от нижних. Средний вес каждого из нижних зарядов составлял 380 *кг*.

В другом экспериментальном взрыве верхняя (породная) часть уступа сбрасывалась при одновременном нормальном рыхлении нижней части уступа (рис. 158, *б*). После взрыва порода оказалась выброшенной в периферийную часть развала. Рудная масса была разрыхлена и образовала кучный навал у откоса уступа. При этом взрыве средний вес каждого верхнего заряда составлял 250 *кг*, а нижних — по 300 *кг*. Нижние заряды инициировались с интервалом во времени от верхних 140 *мсек*.

Всего данными экспериментами было взорвано 35 тыс. *т* горной массы. Потери и разубоживание в обоих случаях не превышали 7—8%.

§ 7. Экономическая эффективность буровзрывного рыхления горных пород

При определении эффективности буровзрывных работ должны учитываться не только себестоимость разрушения горной массы, но и общая себестоимость единицы добычи и первичной переработки полезного ископаемого.

В связи с этим себестоимость буровзрывных работ, как промежуточного процесса, может приниматься несколько завышенной, если при этом достигается лучшее качество взрыва, что, в свою очередь, позволяет значительно улучшить производительность остальных процессов добычи и переработки полезного ископаемого.

Критерием экономической эффективности буровзрывных работ, таким образом, следует считать себестоимость добычи и первичной переработки 1 *т* полезного ископаемого, определяемую по выражению

$$C = C^{и}_{б} + C^{и}_{в} + C^{и}_{в.д} + C^{и}_{э} + C^{и}_{т} + KC_{вск} + C^{и}_{н.р} + C^{и}_{м.д}, \text{ руб.} \quad (401)$$

где $C^{и}_{б}$, $C^{и}_{в}$, $C^{и}_{в.д}$, $C^{и}_{э}$, $C^{и}_{т}$ — расходы соответственно на бурение, взрывание, вторичное дробление, экскавацию, транспорт и механическое дробление 1 $т$ полезного ископаемого, *руб/т*;

K — текущий коэффициент вскрыши, $м^3/т$;

$C_{вск}$ — стоимость 1 $м^3$ вскрыши, *руб/м*^{3};

$C^{и}_{н.р}$ — накладные расходы, *руб/т*;

$C^{и}_{н.д}$ — стоимость первичной переработки 1 $т$ руды на обогатительной фабрике (механическое дробление) *руб/т*.

Стоимость бурения в пересчете на 1 $м^3$ разрыхленной вскрыши

$$C_{б}=\frac{C_{бур}}{jP_{б}},\ руб., \tag{402}$$

где $C_{бур}$ — стоимость машиносмены бурового станка, руб.;

$$C_{бур}=C^{а}_{бур}+C^{зп}_{бур}+C^{м}_{бур}+C^{р}_{бур}+C^{эн}_{бур}+C^{пр}_{бур}; \tag{403}$$

$C^{а}_{бур}$, $C^{зп}_{бур}$, $C^{м}_{бур}$, $C^{р}_{бур}$, $C^{эн}_{бур}$, $C^{пр}_{бур}$ — затраты средств соответственно на амортизацию, зарплату, материалы, ремонт, энергию и прочие расходы на бурение, руб/смену;

j — выход горной массы с 1 $м$ скважины, $м^3$;

$P_{б}$ — сменная производительность бурового станка, $м$.

Исходя из условия постоянства, отношения площади поперечного сечения скважины и площади по подошве, отрабатываемой одной скважиной, выход горной массы при диаметре скважины D_n составит:

$$j_n=j_m\frac{D^2_n}{D^2_m},\ м^3/м. \tag{404}$$

Производительность бурового станка (в $м$ за смену) с уменьшением диаметра скважин с D_m до D_n повысится до величины

$$P_{б\,n}=P_{б\,m}+(D_m-D_n)\cdot K_{б},\ м/смену, \tag{405}$$

где $P_{б\,m}$ — сменная производительность бурового станка при стандартном диаметре D_m, $м$;

$K_{б}$ — коэффициент, учитывающий увеличение производительности бурового станка с уменьшением диаметра скважин, $\frac{м}{смену \cdot мм}$;

j_m — выход горной массы с 1 $м$ скважины при стандартном диаметре, $м^3$;

D_m — стандартный диаметр скважины, *мм*.

С резким падением выхода горной массы с 1 *м* бурения производительность по обуренному объему снижается. В результате увеличиваются затраты средств на подготовку 1 $м^3$ горной массы.

Одним из путей повышения производительности буровых станков является применение многошпиндельных буровых агрегатов. Производительность многошпиндельного агрегата составляет

$$P_{z\,б} = K_н z P_б,\ м/смену, \tag{406}$$

где $K_н$ — коэффициент использования буровых ставов во времени;

z — число буровых ставов, шт.

При эксплуатации двухшпиндельного бурового агрегата НБС-5 производительность бурения повысилась в среднем в 1,7 раза против одношпиндельного агрегата НБС-2, т. е.

$$\frac{P_{z\,б}}{P_б} = K_н z = 1{,}7. \tag{407}$$

В целом себестоимость обуривания 1 $м^3$ вскрышных пород

$$C_б = \frac{C_{бур}}{\gamma_m \frac{D_n^2}{D_m^2}[P_{б\,m} + (D_m - D_n)\cdot K_б]\,zK}. \tag{408}$$

Стоимость взрывания 1 $м^3$ горной массы при уменьшении диаметра скважин с D_m до D_n увеличится в основном за счет увеличения удельного расхода ВВ и повышения трудоемкости заряжания.

Удельный расход ВВ при диаметре скважин D_n

$$q_n = q_m + (D_m - D_n)\,K_{ВВ},\ кг/м^3, \tag{409}$$

где $K_{ВВ}$ — коэффициент, учитывающий изменение удельного расхода ВВ с изменением диаметра скважин, $\frac{кг/м^3}{мм}$.

Расходы на взрывание 1 $м^3$ горной породы при изменении удельного расхода определятся как

$$C_{в\,n} = C_{в\,m} + (q_m - q_n)\,K_{в.\,д},\ руб/м^3, \tag{410}$$

где $K_{в.\,д}$ — коэффициент, учитывающий увеличение стоимости взрывания при увеличении удельного расхода ВВ, $кг/м \cdot кг$,

или, подставив значение q_n,

$$C_{в\,n} = C_{в\,m} + (D_m - D_n)\,K_{ВВ} K_{в.\,д},\ руб/м^3. \tag{411}$$

Затраты на вторичное дробление горных пород

$$C_{в.\,д} = \frac{N\beta}{100},\ руб/м^3, \tag{412}$$

где N — выход негабарита, %;

β — стоимость дробления 1 $м^3$ негабарита, руб.

С уменьшением диаметра скважин уменьшается кусковатость горной массы, которая может быть ориентировочно определена по графику (см. рис. 140). Уменьшение кусковатости, естественно, приведет к увеличению производительности экскаваторов. Для

обеспечения экономичной добычи 1 $м^3$ породы необходимо такое увеличение производительности, которое бы погасило повышенные расходы на подготовку горной массы. Этого можно достичь, в частности, с применением в забоях скальных пород оборудования непрерывного действия.

Расходы на экскавацию 1 $м^3$ вскрыши

$$C_э = \frac{C_{эс}}{P_э a}, \tag{413}$$

где $C_{эс}$ — стоимость машиносмены экскаватора, руб.;

$$C_{эс} = C^а_{эс} + C^{зп}_{эс} + C^м_{эс} + C^р_{эс} + C^{эн}_{эс} + C^{пр}_{эс}; \tag{414}$$

$C^а_{эс}$, $C^{зп}_{эс}$, $C^м_{эс}$, $C^р_{эс}$, $C^{эн}_{эс}$, $C^{пр}_{эс}$ — сменные затраты средств соответственно на амортизацию, зарплату, материалы, ремонт, энергию и прочие расходы на экскавацию вскрыши, руб.;

$P_э$ — среднесменная производительность экскаватора, $м^3$;

a — степень увеличения сменной производительности экскаватора с улучшением дробления горной массы.

С уменьшением диаметра скважин производительность транспорта увеличится в первую очередь за счет улучшения использования объема транспортных сосудов ввиду уменьшения крупности горной массы.

При крупности горной массы менее 500 *мм* возможно применение конвейерного транспорта, что значительно увеличит производительность и снизит расходы на транспортировку горной массы. Себестоимость транспортировки 1 $м^3$ вскрыши

$$C_т = \frac{C_{тр}}{P_т b}, \ руб., \tag{415}$$

где $C_{тр}$ — сменные расходы на транспортировку горной массы руб.;

$P_т$ — среднесменная производительность всего забойного транспорта, $м^3$;

b — степень увеличения производительности транспорта при улучшении степени дробления горных пород.

$$C_{тр} = i\,(C^а_{тр} + C^{зп}_{тр} + C^м_{тр} + C^р_{тр} + C^л_{тр} + C^{эн}_{тр} + C^{пр}_{тр}, \ руб.; \tag{416}$$

i — число транспортных машин, обеспечивающих данный забой;

$C^а_{тр}$, $C^{зп}_{тр}$, $C^м_{тр}$, $C^л_{тр}$, $C^р_{тр}$, $C^{эн}_{тр}$, $C^{пр}_{тр}$ — сменные затраты средств соответственно на амортизацию, зарплату, материалы, конвейерную ленту, ремонт, энергию и прочие расходы на транспорт, руб.

С улучшением дробления горных пород повышается также и производительность отвальных работ. Но резкое увеличение производительности возможно при замене отвального оборудования циклического действия на оборудование непрерывного действия.

В общем случае расходы на отвалообразование

$$C_0 = \frac{C_{отв}}{P_0 d}, \qquad (417)$$

где $C_{отв}$ — сменные расходы на отвалообразование, руб.;

$$C_{отв} = u\,(C^{а}_{от} + C^{зп}_{от} + C^{м}_{от} + C^{р}_{от} + C^{л}_{от} + C^{эн}_{от} + C^{пр}_{от}),\ руб/смену;$$

$C^{а}_{от}, C^{зп}_{от}, C^{м}_{от}, C^{р}_{то}, C^{л}_{от}\ C^{эн}_{от}; C^{пр}_{от}$ — сменные затраты средств соответственно на амортизацию оборудования, зарплату, материалы, ремонт, конвейерную ленту, энергию и прочие затраты на отвалообразование, руб.;

d — степень увеличения производительности отвалообразования при улучшении степени дробления горных пород;

u — число отвальных механизмов, обслуживающих один забой.

Себестоимость процессов соответственно бурения, взрывания, вторичного дробления, экскавации и транспорта полезного ископаемого $C^{и}_{б}$; $C^{и}_{в}$; $C^{и}_{вд}$; $C^{и}_{э}$; $C^{э}_{т}$ в общем отличается от себестоимости соответствующих процессов при разработке вскрыши $C_б$; $C_в$; $C_{вд}$, $C_э$, $C_т$. В случаях, когда вскрышные породы по своим физико-механическим свойствам мало отличаются от полезного ископаемого, на карьерах применяется однотипная техника и технология вскрышных и добычных работ и значения себестоимости процессов могут быть близкими для полезного ископаемого и вскрыши.

Технология буровзрывных работ практически не влияет на абсолютное значение накладных расходов по предприятию в целом. Но с совершенствованием буровзрывных работ в связи с увеличением производительности горного и транспортного оборудования, а также с уменьшением количества полезного ископаемого, требующего первичного дробления на обогатительной фабрике, накладные расходы, отнесенные на 1 $т$ полезного ископаемого, уменьшаются. Это уменьшение можно принимать пропорциональным увеличению объема добытого и переработанного полезного ископаемого.

Стоимость механического дробления полезного ископаемого до крупности 300—500 *мм* составляет по опыту ряда предприятий 0,010—0,055 *руб/т*. Эту стоимость можно принять для анализа укрупненных расчетов без дифференциации по видам затрат. Улучшение качества взрывного разрушения позволяет снизить количество полезного ископаемого, подвергаемого первичному механическому дроблению, или даже полностью исключить эту операцию.

§ 8. Выбор типа и расчет необходимого количества оборудования

Выбор типа буровых станков производится по принятому диаметру взрывных скважин с учетом физико-механических свойств горных пород и структурных особенностей массива.

В табл. 38 приведены основные типы буровых станков для различных способов бурения, рекомендованные к серийному производству в СССР.

Необходимая годовая производительность бурового парка на карьере

$$P_{\text{бур}} = \frac{K_{\text{п}} Q_{\text{к}}}{j}, \ м, \tag{418}$$

где $K_{\text{п}}$ — коэффициент переходящего запаса горной массы;

$Q_{\text{к}}$ — производительность карьера по горной массе, $м^3/год$;

j — удельный выход горной массы, $м^3/м$;

$$j = \frac{[W + b(n-1)]\, Ha}{Ln}; \tag{419}$$

W — сопротивление по подошве, $м$;

b — расстояние между рядами скважин, $м$;

n — среднее число рядов по блокам;

H — высота уступа;

a — расстояние между скважинами в ряду, $м$;

L — глубина скважин, $м$.

Потребное число буровых станков

$$N_{\text{ст}} = \frac{P_{\text{бур}}}{i P_{\text{б}}}, \tag{420}$$

где i — число рабочих смен в году;

$P_{\text{б}}$ — сменная производительность бурового станка, $м^3$;

$$P_{\text{б}} = T v \eta_{\text{б}} \eta_{\text{и}}; \tag{421}$$

T — продолжительность смены, $ч$;

v — техническая скорость бурения, $м/ч$;

$\eta_{\text{б}}$ — коэффициент, учитывающий время чистого бурения;

$\eta_{\text{и}}$ — коэффициент использования бурового станка во время смены.

Для механизации взрывных работ применяют зарядные и забоечные машины (табл. 39).

Сменная производительность зарядного агрегата для порошкообразных ВВ (на примере работы установки СУЗН-2)

$$P_{\text{зар}} = \frac{(T - T_{\text{п. с}} - T_{\text{р. п}})\, G}{\frac{2L}{v} + t_{\text{загр}} + (t_{\text{подг}} + t_{\text{п}} + t_{\text{б}} + t_{\text{зар}})\, n_{\text{скв}}}, \tag{422}$$

где T — продолжительность рабочей смены, $ч$;

$T_{\text{п. с}}$ — время на прием и сдачу смены, $ч$;

Таблица 38

Типаж буровых станков для открытых горных работ

Буровой станок	Марка	Диаметр бурения, *мм*	Диаметр долота (коронки, горелки), *мм*	Глубина бурения (не менее), *м*	Направление бурения, *град*	Осевое давление (не менее), *Т*	Вес (не более), *т*	Способ очистки скважины	Модель по прототипу
Шнекового бурения	СБР-125	125	115	25	90—60	1	2	Шнековый	БСН
	СБР-160	160	160; 200	25	90—60	8	14		СВБ-2
Шарошечного бурения	1СБШ-200	200	190; 214	24	90	20	30	Сжатым воздухом	БСВ-3
	2СБШ-200	200	214	32	90—60	20	45		БСШ-2М
	СБШ-250	250	243; 69	32	90—60	25	50		П-25
	СБШ-320	320	295; 320	32	90	30	65		БАШ-250
Пневмоударного бурения	1СБУ-125	125	105	15	90—60	1	5	Сжатым воздухом	П-31
	2СБУ-125	125	105	32	90—60	1,5	7		БМП-115
	СБУ-160	160	160	32	90—60	3	25		«Урал-61»
	СБУ-250	250	200; 250	32	90—60	5	40		БАП-290
Огневого бурения	СБО-160-20	До 400	160	20	90	—	40	Паро-газовой смесью	СБО-1
	СБО-160-40	До 400	160	40	90	—	40		П-28

Таблица 39

Опытные образцы зарядных и забоечных машин для карьеров (по данным В. С. Квасникова и А. Ф. Богачева)

Показатели	Машины для заряжания скважин					Машины для забойки скважин		
	промышленными ВВ		Смесью аммиачной селитры и дизельного топлива					
Автор конструкции	НИПИГормаш		Гипрорудмаш	Гипроуглеавтоматизация	Храмцовский разрез	НИГМИ	НИПИГормаш	Гипроуглеавтоматизация
Марка машины	СУЗН-5	СУЗН-4	УЗС	МЗС-1	—	ТЗМ-1	УЗСН-1	ЗС-1
База	Автомобиль КРАЗ-222	Трактор ТДТ-40	Автомобиль КРАЗ-222	Автомобиль МАЗ-501	Трактор ТДТ-60	Автомобиль МАЗ-205	Автомобиль МАЗ-200	Автомобиль МАЗ-5
Емкость бункера, $м^3$	8	3,5	6 *	4 *	3	5 *	5	5
Способ загрузки	Из бункера	Из бункера	Из бункера	Из контейнеров, поднимаемых собственным краном	Из бункера	Из бункера стационарной смесительной установки	Из бункера или экскаватором	Собственным грейфером из бункера или экскаватором
Обслуживающий штат, *чел.*	2	2	2	2	1	2	2	2

* Емкость цистерны, *т*.

$T_{р.п}$ — время регламентированных перерывов, *ч*;
G — емкость бункера, *кг*;
L — расстояние от склада ВВ до места заряжания скважин, *км*;
v — средняя скорость движения автомобиля, *км/ч*;
$t_{загр}$ — время на загрузку бункера взрывчатым веществом, *ч*;
$t_{подг}$ — время на подготовку и заряжание, *ч*;
$t_{п}$ — время на подъезд к скважине, *ч*;
$t_{б}$ — время на опускание боевика, *ч*;
$t_{зар}$ — время чистого заряжания скважин, *ч*;
$n_{скв}$ — число скважин, заряжаемых на один рейс;

$$n_{скв}=\frac{G}{Q}; \tag{423}$$

Q — вес заряда ВВ в скважине, *кг*.

Производительность забоечной машины (на примере (УЗСН-1)

$$P_{заб}=\frac{(T-T_{п.з}-T_{р.п})\,G_{з}}{\left[\frac{2L_1}{v_1}+t_{загр}+(t_{п}+t_{заб})\,n_{заб}\right]g}, \tag{424}$$

где $G_{з}$ — емкость бункера, *м*^{3};
$t_{заб}$ — время забойки, *ч*;
$n_{заб}$ — число скважин, забиваемых за один рейс;
g — количество забоечного материала, необходимого для одной скважины, *м*^{3};
L_1 — дальность транспортирования забойки, *км*;
v — средняя скорость движения забоечной машины, *км/ч*.

§ 9. Расчет параметров взрыва зарядов на выброс и сброс

Различают взрывы с двусторонним (рис. 159, *а*) и направленным (односторонним) выбросом (рис. 159, *б*).

В зависимости от проектируемой ширины выемки двусторонний выброс может производиться одним или несколькими зарядами. Заряды располагают по оси проектируемой выемки. При однорядном расположении зарядов ширина выемки после взрыва оказывается незначительной. В том случае, когда требуется более широкая выемка, необходимо увеличить число рядов зарядов или заглубить заряды ниже проектной отметки выемки.

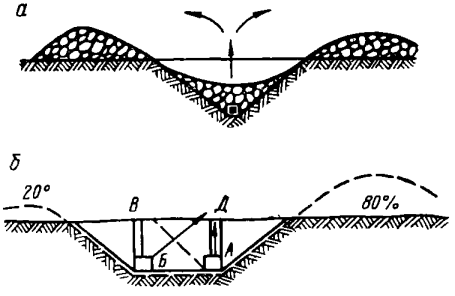


Рис. 159. Схемы двустороннего (*а*) и направленного (*б*) взрывания на выброс

Для получения выемок траншей и канав заданного

профиля показатель действия взрыва, число рядов зарядов, расстояние между зарядами и между рядами зарядов определяют графически с таким расчетом, чтобы воронки выброса соответствовали проектному профилю выемки.

За расчетную линию наименьшего сопротивления принимают кратчайшее расстояние от намеченного центра заряда до обнаженной поверхности.

Расстояние между зарядами при ровном рельефе местности и заданном значении показателя действия взрыва заряда

$$a = 0{,}5W(n+1), \tag{425}$$

где W — линия наименьшего сопротивления (не менее 1,5 *м*), *м*;
n — показатель действия взрыва зарядов.

Расстояние между рядами зарядов принимают равным расстоянию между зарядами в ряду.

Расчет заряда на выброс производится по формуле М. М. Борескова

$$Q = qW^3(0{,}4+0{,}6n^3), \tag{426}$$

где q — расчетный удельный расход ВВ, зависящий от свойств ВВ и свойств взрываемой среды, *кг/м*^{3} (см. табл. 35);

$0{,}4 + 0{,}6n^3 = f(n)$ — функция показателя действия взрыва, учитывающая увеличение удельного расхода ВВ при взрывании на выброс с показателем действия $n > 1$.

Значения $0{,}4 \div 0{,}6\ n^3$ при $n = 1 \div 3$ приводятся ниже:

n	1	1,25	1,5	1,75	2	2,25	2,5	2 75	3,0
$0{,}4 \div 0{,}6\ n^3$	1	1,57	2,43	3,62	5,2	7,23	9,78	12,9	16,6

Однако формула (426) будет справедлива лишь для условий, когда глубина выемки не превышает 25 *м*. При значении линии наименьшего сопротивления более 25 *м* формула дает заниженные показатели. Проф. Покровский Г. И. для устранения этих недостатков ввел в формулу поправочный коэффициент. В этом случае формула принимает вид

$$Q = (0{,}4+0{,}6n^3)\, q \sqrt{\frac{W}{25}}\, W^3. \tag{427}$$

При двухрядном расположении зарядов показатель действия взрыва всех зарядов принимается один и тот же.

При трехрядном расположении зарядов показатель действия взрыва для среднего ряда принимается на 0,5 больше, чем для крайних рядов.

При многорядном расположении зарядов ширина выемки поверху

$$a_{\text{верх}} = 2nW + b(m-1), \tag{428}$$

а понизу

$$a_{\text{нижн}} = b(m-1), \tag{429}$$

где b — расстояние между рядами зарядов, *м*;
m — число рядов зарядов.

Метод взрыва на выброс характеризуется также показателем видимой глубины выемки, определяемой различными физико-механическими свойствами взрываемых пород и свойствами ВВ.

Для пород скальных и нескальных при значениях $n \leqslant 2$ видимая глубина выемки

$$P = 0{,}35W\,(2n - 1). \tag{430}$$

В скальных породах при значении $n > 2$ видимую глубину выемки принимают равной расчетной линии сопротивления.

В глинистых и суглинистых породах видимая глубина воронки

$$P = 0{,}45W\,(2n - 1). \tag{431}$$

Направленный взрыв на выброс осуществляется не менее чем двумя рядами зарядов, причем показатель действия взрыва зарядов того ряда, который наиболее удален от стороны направления выброса, должен быть больше на 0,5 показателя действия взрыва зарядов в другом ряду.

Порядное взрывание зарядов может быть одновременным и разновременным, т. е. один ряд по отношению к другому взрывается с некоторым замедлением. Величина замедления в этом случае составляет 2—4 *сек* и зависит от величины W и n.

При одновременном взрывании расстояние между рядами зарядов

$$b = 0{,}5\left(\frac{W + W_1}{2}\right)\left[\frac{(n+1)\,(n_1+1)}{2}\right]. \tag{432}$$

Расстояние между зарядами в ряду

$$a = \frac{0{,}5\,(W + W_1)}{2}\,(n+1). \tag{433}$$

При разновременном взрывании на выброс расстояние между рядами зарядов выбирается из условия, чтобы кратчайшее расстояние от устья зарядов, взрываемых с замедлением до плоскости, образованной в результате предыдущего взрыва, было не больше расстояния от центра заряда до свободной поверхности по вертикали или даже на 15—20% меньше вертикального расстояния до поверхности. Заряды, взрываемые с замедлением, выбрасывают горную массу в направлении линии наименьшего сопротивления (в сторону желательного направления выброса), одновременно отталкивая в том же направлении горную массу, поднимаемую вверх от взрыва зарядов предыдущего ряда. В результате выброс в одну сторону достигает 80%.

Взрывание на сброс является одной из разновидностей направленного выброса (рис. 160). Объем породы, сброшенной с площадки в результате взрыва, зависит от угла откоса и устойчивости пород косогора, глубины залегания и показателя действия взрыва. Заряды располагают в один и более рядов как в горизонтальной плоскости, так и по высоте уступа.



Рис. 160. Взрывание на сброс

Наибольшей эффективности метод взрывания на сброс при однорядном расположении зарядов достигает при их удалении от забоя на $1{,}1—1{,}2W$.

При расположении нескольких рядов зарядов в одной горизонтальной плоскости месторасположение первого ряда зарядов выбирают из условия того, чтобы расчетная линия сопротивления была не более кратчайшего расстояния от центра заряда до свободной поверхности по вертикали. Расположение второго ряда зарядов предопределяется необходимым условием, чтобы расстояние от обнаженной плоскости, образуемой взрывом предыдущего ряда зарядов, до центра заряда было равным или меньше кратчайшего расстояния от центра заряда до свободной поверхности по вертикали. Показатель действия взрыва заряда n при взрывании на сброс в зависимости от рельефа местности, дальности выброса и требуемых размеров выемки колеблется в пределах от 1 до 1,5. Для зарядов, взрываемых с замедлением, он должен быть на 0,25—0,5 больше.

Расстояние между зарядами

$$a = 0{,}5W\,(n+1), \tag{434}$$

а расчет заряда производится по формуле М. М. Борескова.

Радиус действия взрыва $R = W\sqrt{1+n^2}$ должен быть таким, чтобы не была нарушена подошва уступа.

Помимо камерных зарядов на выброс в практике встречаются взрывы на выброс удлиненными зарядами. Последние применяются при образовании выемок незначительной глубины (до 6 *м*).

Расчет заряда при данном методе можно производить по эмпирической формуле, составленной инж. Васильевым,

$$Q = q l_{\text{скв}}^3\,(0{,}12+0{,}6n^3), \tag{435}$$

где $l_{\text{скв}}$ — глубина скважины (обычно равная 1,1 глубины выемки), *м*.

Расстояние между зарядами и расстояние между рядами зарядов принимается равным глубине скважины.

Необходимый диаметр скважины определяется по формуле

$$D = 1{,}38\sqrt{\frac{Q}{\Delta l_{\text{зар}}}}, \tag{436}$$

где Δ — плотность заряжания ВВ, *кг/м*^{3};

$l_{\text{зар}}$ — длина колонки заряда; принимается равной 0,67 глубины скважины, *мм*.

Показатель действия взрыва зарядов при определенном их расположении принимается равным 1,5, а видимая глубина выемки

$$P = 0{,}45b - 0{,}3l_{\text{скв}}, \tag{437}$$

где b — требуемая ширина выемки, *м*.

§ 10. Основные положения по безопасному ведению взрывных работ

Безопасность ведения взрывных работ регламентируется Едиными правилами безопасности при взрывных работах.

При проектировании карьера необходимо установить зону, безопасную по разлету осколков породы, по сейсмическому воздействию, по передаче детонации между хранилищами ВВ.

Ожидаемый разлет осколков породы при взрыве зависит от показателя действия взрыва и величины расчетной линии сопротивления и может приниматься согласно табл. 40, составленной Союзвзрывпромом.

Таблица 40

Значения радиусов опасной зоны

Условное значение расчетной линии сопротивления $W_{усл}$, м	Радиус опасной зоны (м) при $n=1$	
	для людей	для механизмов
1,5	200	100
2,0	200	100
4,0	300	150
6,0	300	150
8,0	400	200
10,0	500	250
12,0	500	250
15,0	600	300
20,0	700	350
25,0	800	400

Пользуются таблицей следующим образом. Устанавливается заряд с наибольшей величиной сопротивления W_{max} и для него определяют условное значение величины сопротивления: $W_{усл} = 0{,}7W_{max}$. Значение $W_{усл}$ является исходным для определения радиусов опасной зоны по табл. 40.

Радиус опасного воздействия воздушной ударной волны на человека

$$r_в = K_в \sqrt{Q},\ м, \tag{438}$$

где $K_в$ — коэффициент, зависящий от расположения заряда относительно дневной поверхности; $K_в = 10 \div 15$.

Минимальные допустимые значения радиусов опасной зоны для людей принимаются, как приведено ниже, согласно Единым правил безопасности.

Метод взрывных работ	Минимальные допустимые величины радиусов опасных зон, м
Наружными зарядами	Не менее 300 *
Шпуровыми зарядами	Не менее 200 **
Котловыми шпуровыми зарядами	Не менее 200 **

Малокамерными зарядами	По проекту, но во всех случаях
Котловыми скважинными зарядами . .	—
Камерными зарядами	Не менее 200

* Абсолютная суммарная величина одновременно взрываемых (детонирующим шнуром или детонаторами мгновенного действия) наружных зарядов не должна превышать 10 *кг*.

** При взрывании на косогорах в направлении вниз по склону величина радиуса опасной зоны должна быть не менее 300 *м*.

Расстояния, за которыми колебания грунта при взрыве являются безопасными для зданий и сооружений, рассчитываются по формуле

$$r_c = K_c \alpha \sqrt[3]{Q}, \tag{439}$$

где K_c — коэффициент, зависящий от свойств породы в основании сооружения;

α — коэффициент, зависящий от показателя действия взрыва; для взрывов на рыхление горной породы $\alpha = 1{,}1 \div 1{,}2$;

Q — вес заряда ВВ, *кг*.

Значения K_c приведены ниже:

Грунт в основании охраняемого сооружения	K_c
Скальные плотные породы	3,0 *
Скальные нарушенные породы	5,0 *
Галечниковый и щебенистый грунты	7,0
То же песчанистые	8,0 **
То же глинистые	9,0 **
То же насыпные и почвенные	15,0 **
То же плывунный и торфяниковый	20,0

* При взрывах в воде и водоносных грунтах приведенные значения увеличивают в 1,5—2 раза.

** При взрыве на поверхности земли сейсмические действия не учитываются.

Практически на карьере величина сейсмических колебаний при взрыве регулируется величиной зарядов ВВ и короткозамедленным взрыванием. При мгновенном взрывании максимально допустимый вес заряда ВВ равен

$$Q_{max} = \left(\frac{r_c^{ф}}{K_c \alpha}\right)^3, \ кг, \tag{440}$$

где $r_c^{ф}$ — фактическое расстояние от заряда до сооружения, *м*.

При короткозамедленном взрывании суммарный допустимый заряд может быть определен из выражения

$$Q_{кз.\,в} = \frac{2}{3} Q_{max} n, \tag{441}$$

где n — число интервалов замедлений;

Q_{max} — максимальный вес заряда в серии, *кг*.

Глава IX

Проектирование экскаваторных работ

§ 1. Условия применения экскаваторов

На открытых разработках нашли широкое применение одноковшовые и многоковшовые экскаваторы. Из одноковшовых экскаваторов преобладающее распространение имеют механические прямые лопаты и драглайны, из многоковшовых — роторные и цепные экскаваторы.

Одноковшовые экскаваторы применяют в разнообразных горнотехнических условиях и при любой крепости пород. Мягкие и плотные породы разрабатываются одноковшовыми экскаваторами без применения взрывных работ. Разработка полускальных пород производится без рыхления взрывом или с предварительным рыхлением взрывными работами «на встряхивание», благодаря чему повышается производительность экскаватора и уменьшается износ рабочего оборудования. Выемка скальных пород осуществляется с обязательным рыхлением их взрывом.

В крупнотрещиноватых скальных массивах, как правило, качество подготовки забоев хуже, в связи с чем необходимы экскаваторы с большим напорным усилием и емкостью ковша. Поэтому при проектировании вскрышных работ на карьерах, разрабатывающих плотные и полускальные, а также трудновзрываемые скальные породы, при примерно равных расчетных показателях использования двух моделей одноковшовых экскаваторов предпочтение следует отдать более крупной модели.

Экскавировать взорванные скальные породы драглайнами целесообразно при емкости ковша 10 $м^3$ и более (ЭШ-10/75, ЭШ-15/90 и т. д.), так как работа драглайнов с меньшей емкостью ковша в этих условиях обычно малоэффективна. На взорванных полускальных породах вполне эффективна работа драглайнов с ковшом 4—6 $м^3$ (ЭШ-4/45, ЭШ-6/60, ЭШ-8/60).

Мехлопаты карьерного типа (по типажу ЭКГ-2; ЭКГ-3,2; ЭКГ-5; ЭКГ-8; ЭКГ-12,5 и КГ-20, в том числе их модификации с удлиненным рабочим оборудованием ЭКГ-2у; ЭКГ-3,2у; ЭКГ-4у; ЭКГ-16у и ЭКГ-10у) предназначены для работы с погрузкой в средства транспорта. Мехлопаты вскрышного типа (ЭВГ-15/40; ЭВГ-35/65; ЭВГ-80/80 и ЭВГ-100/100) предназначены для работы по бестранспортной технологической схеме.

При работе с погрузкой в средства транспорта отношение емкости транспортного сосуда (думпкара, автосамосвала, загрузочного бункера) к емкости ковша желательно иметь не менее 3 : 1. Все более расширяется область применения драглайнов при погрузке в средства транспорта (автомобильного, железнодорожного и конвейерного).

Многоковшовые экскаваторы применяют для разработки мягких и плотных пород и углей. Вскрышные работы, как правило, производятся сезонно, так как работа роторных и цепных экскаваторов в зимний период малоэффективна, в особенности на глинистых породах, склонных к намерзанию и налипанию. Добычные работы производятся обычно в течение круглого года.

В последние годы за рубежом и в СССР наблюдается тенденция к расширению области применения роторных экскаваторов за счет создания машин с более высокими усилиями резания (до 14—20 $кГ/см^2$ и более), что позволит использовать их на выемке полускальных пород и крепких углей.

В этой связи предусмотрено создание базовых моделей роторных экскаваторов с удельными усилиями резания 7 $кГ/см^2$ $\left(\text{ЭР-630}\ \frac{12{,}5}{1},\right.$ $\text{ЭР-1250}\ \frac{18}{15}$, $\text{ЭР-2500}\ \frac{25}{2}$, $\text{ЭР-5000}\ \frac{37{,}5}{3}$ и $\left.\text{ЭР-10 000}\ \frac{45}{6}\right)$, а также, их модификаций с удельными усилиями резания 14 $кГ/см^2$ при несколько уменьшенных линейных размерах машин.

§ 2. Схемы работы и параметры забоев механических лопат

Работа мехлопат при транспортной системе разработки производится с погрузкой в средства транспорта, расположенные:

а) на горизонте установки экскаватора (нижняя погрузка);

б) выше горизонта установки экскаватора (верхняя погрузка).

Преобладающее распространение получила схема работы мехлопат с нижней погрузкой. Работа с верхней погрузкой применяется в основном при отработке нижних уступов, нарезке новых горизонтов и проведении траншей.

Погрузка в средства транспорта на горизонте установки экскаватора

Согласно правилам безопасности высота забоя экскаватора не должна превышать максимальной высоты черпания экскаватора, т. е.

$$H \leqslant H_{ч}^{max}, \tag{442}$$

где H, $H_{ч}^{max}$ — соответственно высота забоя и максимальная высота черпания экскаватора, $м$.

При разработке мягких горных пород высота забоя экскаватора соответствует обычно высоте уступа. В скальных породах забоем

экскаватора является развал, высотой которого $H_р$ и определяются безопасные условия работы экскаватора.

Между максимальной высотой развала $H_р$ и высотой уступа $H_у$ существует зависимость

$$H_у = \frac{H_р}{K}, \tag{443}$$

где K — коэффициент пропорциональности; наиболее часто $K = 0{,}6 \div 0{,}8$, но при многорядном взрывании, а также при взрывании в зажатой среде значение K может быть больше 1.

Подставляя в выражение (443) значение $H_р$, получим значение высоты уступа из условий применения экскаваторов определенного типа:

$$H_у \leqslant \frac{H_ч^{max}}{K}. \tag{444}$$

В соответствии с особенностями скальных пород в разрыхленном состоянии максимальные высоты уступов составляют:

для сильно и весьма трещиноватых и легкодробимых пород (развал — сыпучая среда)

$$H_у = 1{,}5H_ч^{max}; \tag{445}$$

для пород средней трещиноватости и дробимости (развал — связносыпучая среда)

$$H_у = (1{,}2 - 1{,}3)\, H_ч^{max}; \tag{446}$$

для пород с незначительной трещиноватостью и труднодробимых (развал — связная среда)

$$H_у = H_ч^{max}. \tag{447}$$

В табл. 41 приведены максимальные значения высот уступов для карьерных экскаваторов при отработке мягких и скальных пород.

Таблица 41

Максимальная высота уступов

Экскаватор	Высота уступа (*м*) при подготовке породы	
	без взрывного рыхления	с предварительным взрывным рыхлением
ЭКГ-4,6	9,5—10,5	15—16
ЭКГ-8	12,5—13,5	19—21
ЭКГ-12,5	15—16,5	25—26

Ширина экскаваторной заходки зависит от рабочих размеров мехлопаты, расположения транспортных средств и в конечном счете должна определяться условиями обеспечения минимальной стоимости погрузочно-транспортных работ.

Работа мехлопаты может производиться заходками нормальной ширины и широкими заходками.

Увеличение ширины заходки приводит к сокращению количества передвижек транспортных коммуникаций (ж.-д. путей, конвейеров), являющихся весьма трудоемкой операцией. В связи с этим в ряде случаев оправдывается введение дополнительных забойных перегружателей для работы более широкими заходками.

Наибольшая ширина заходки мехлопаты при боковом расположении транспортных средств

$$A = R_{ч.\,у} + R_р - C, \ м, \qquad (448)$$

где $R_{ч.\,у}$ — радиус черпания экскаватора на горизонте установки, $м$;
$R_р$ — радиус разгрузки, $м$;
C — расстояние от оси транспортных путей до внешней нижней бровки уступа, $м$.

Таблица 42

Ширина заходки

Экскаватор	$R_{ч\,max}$, $м$	Типовая ширина заходки A ($м$) по породам	
		мягким	скальным
ЭКГ-4,6	14,5	13	14,5
ЭКГ-5	15,0	14	15,5
ЭКГ-8	17,5	17,5	20,0

Обычно ширина заходки при боковом расположении транспорта принимается меньше максимально допустимой по рабочим размерам мехлопаты: а) для мягких пород $A = (0{,}5—1{,}0)\,R_{ч\,max}$ и не более $1{,}5R_{ч.\,у}$; б) для крепких пород $A \leqslant (1{,}5—1{,}7)\,R_{ч.\,у}$.

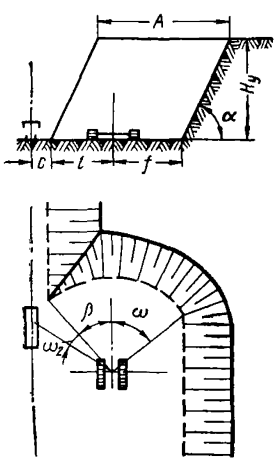


Рис. 161. Расположение механической лопаты в забое при нижней погрузке

В табл. 42 приведены значения заходок, принятые Центрогипрошахтом в качестве типовых для мехлопат при работе с погрузкой в средства железнодорожного, автомобильного и троллейвозного транспорта.

Применительно к выбранной ширине заходки и высоте уступа рациональные схемы установки мехлопаты в забое для условий работы в мягких (рис. 161) и крепких взорванных породах (рис. 162) с боковым расположением колесного транспорта представлены в табл. 43 и 44.

Работа широкими заходками применяется при использовании автомобильного и конвейерного транспорта. Автосамосвалы и бункер-питатель конвейера располагаются при этом сбоку или позади экскаватора. Экскавация горной

массы в пределах широкой заходки осуществляется поперечными или дугообразными проходами экскаватора. Преимуществом широких заходок является то, что во время взрывных работ развал горной массы располагается в направлении, параллельном линии уступа, и тем самым не заваливается автодорога или конвейер на уступе.

На некоторых карьерах ширина заходки мехлопат ЭКГ-8 при работе с погрузкой в автомашины достигает 40—60 *м*. Вместе с тем работе с широкими заходками присущи и недостатки: увеличение маневров экскаватора, складирование негабарита позади экскаватора, затрудняющее применение петлевого разворота самосвалов.

При использовании мехлопаты с конвейерным транспортом возможны следующие схемы отработки широких заходок (тупиковое расположение конвейера) (рис. 163).

Схема I. С использованием бункера-питателя, устанавливаемого над конвейером (рис. 163, *а*).

Схема II. С использованием самоходного бункера-питателя (разгрузочная консоль обычно 5—15 *м*) (рис. 163, *б*).

Схема III. С использованием самоходного бункера-питателя и забойного перегружателя (рис. 163, *в*).

При работе по схеме I мехлопата перемещается по дуге и грузит горную

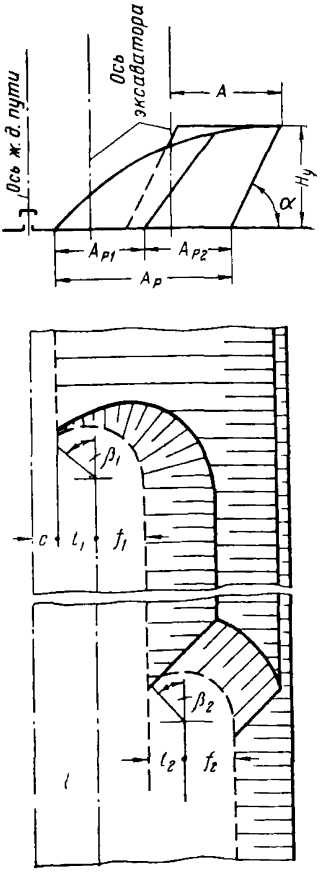


Рис. 162. Схема отработки развала породы за два прохода механической лопаты

Таблица 43

Типовые размеры элементов забоя при отработке мягких пород (по Центрогипрошахту)

Экскаватор	Высота уступа, *м*	Ширина заходки, *м*			Углы поворота, *град*		
		общая	*l*	*f*	ω_2	β	ω
ЭКГ-4,6	10,0	13,0	6,1	6,9	7	45	53
ЭКГ-5	10,5	14,0	6,6	7,4	9	45	53
ЭКГ-8	13,0	17,5	8,3	9,2	9	45	53

Таблица 44

Типовые размеры элементов забоя при отработке развала за два прохода экскаватора

Экскаватор	Высота уступа, *м*	Ширина заходки по целику, *м*	Ширина развала, *м*	Первый проход экскаватора				Второй проход экскаватора			
				Ширина заходки, *м*			угол β_1, *град*	ширина заходки, *м*			угол β_2, *град*
				A_{p1}	l_1	f_1		A_{p2}	l_2	f_2	
При погрузке в средства железнодорожного или троллейвозного транспорта											
ЭКГ-4,6	10/15	14,5	25/29	14,5	6,1	8,4	45	10,5/14,5	5/6,1	5,5/8,4	35/45
ЭКГ-5	10/15	15.5	26/31	15,5	6,6	8,9	45	10,5/15,5	4/6,6	6,5/8,9	35/45
ЭКГ-8	15/20	20	34/40	20	8,3	11,7	45	14/20	6,8/8,3	7,2/11,7	35/45
При погрузке в средства автомобильного транспорта											
ЭКГ-4,6	10/15	14,5	25/29	12,5/14,5	6,1	6,4/8,4	45	12,5/14,5	6,1	6,4/8,4	45
ЭКГ-5	10/15	15,5	26/31	13/15,5	6,6	6,4/8,9	45	13/15,5	6,6	6,4/8,9	45
ЭКГ-8	15/20	20	34/40	17/20	8,3	8,7/11,7	45	17/20	8,3	8,7/11,7	45

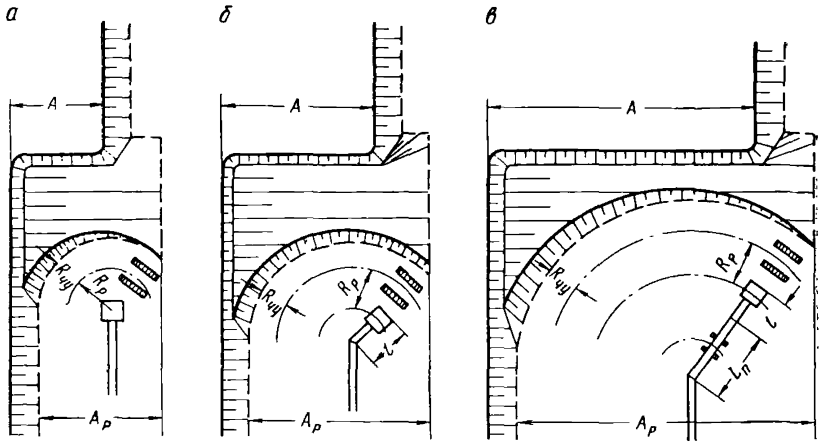


Рис. 163. Схема работы механической лопаты в забое при тупиковом расположении конвейера

массу в бункер-питатель, установленный над хвостовой частью конвейера. Ширина заходки по развалу при этом может достигать значения

$$A_р = R_{ч.\,у} + (1{,}6 \div 1{,}8)\, R_р,\ м. \qquad (449)$$

Ширина заходки по целику будет меньше на величину $H_р \operatorname{ctg} \alpha_р$, где $H_р$ и $\alpha_р$ — высота и угол откоса развала.

Схема I успешно применяется в добычных забоях на угольных карьерах Урала.

По схеме II погрузка горной массы производится в самоходный бункер-питатель, имеющий разгрузочную консоль. Благодаря наличию консоли увеличивается возможная ширина заходки и расстояние передвижки бункера-питателя, тем самым увеличивается производительность экскаватора. Еще более благоприятны условия работы при схеме III за счет введения забойного перегружателя. Формулы для определения максимальных значений ширины заходки для I, II и III схем представлены в табл. 45,

где l и $L_п$ — длина консоли соответственно бункера-питателя и забойного перегружателя.

Таблица 45

Ширина заходки для схем I, II и III

Расположение конвейера	Схема	Формула для определения максимальной ширины заходки по развалу, м	
Тупиковое	Iа	$R_{ч.\,у} + (1{,}6 \div 1{,}8)\, R_р$	(469)
	IIа	$R_{ч.\,у} + 1{,}6\,(R_р + l)$	(470)
	IIIа	$R_{ч.\,у} + 1{,}6\,(R_р + l + L_п)$	(471)
Фронтальное	Iб	$R_{ч.\,у} + R_р - C$	(472)
	IIб	$R_{ч.\,у} + R_р + l - C$	(473)
	IIIб	$R_{ч.\,у} + R_р + l + L_п - C$	(474)

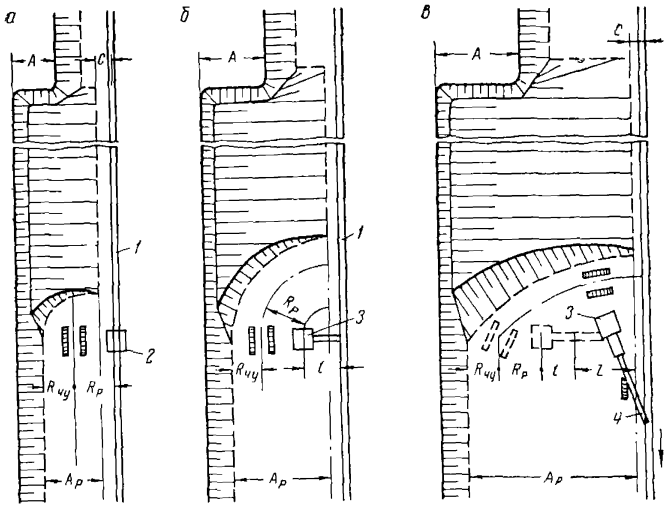


Рис. 164. Схема работы механической лопаты в забое при фронтальном расположении конвейера:
1 — конвейер; *2* — бункер-питатель; *3* — бункер-питатель с разгрузочной консолью; *4* — перегружатель

Выгодность работы по той или иной схеме в конкретных условиях должна быть определена экономическим расчетом.

При расположении конвейера по фронту уступа также возможна работа по схемам I—III (рис. 164), но ширина заходки будет при этом меньше по сравнению с тупиковым расположением конвейера (табл. 45). Боковое и фронтальное расположение конвейера применяется и при разработке мягких пород (карьеры огнеупорных глин, Каракубское рудоуправление и т. д.).

Верхняя погрузка в средства транспорта

Высота уступа при верхней погрузке (рис. 165)

$$H_у \leqslant H_{р\,max} - h_т - (0{,}5 \div 1),\ м, \qquad (456)$$

где $H_{р\,max}$ — максимальная высота разгрузки экскаватора, *м*;

$h_т$ — высота транспортного сосуда (думпкара, бункера-питателя), *м*.

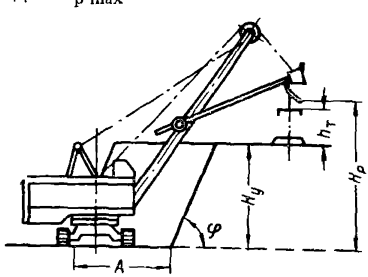


Рис. 165. Расположение механической лопаты при верхней погрузке

В табл. 46 приведены значения максимальной высоты уступов при работе мехлопат с удлиненным рабочим оборудованием, рекомендуемые Центрогипрошахтом [13].

Таблица 46

Максимальная высота уступа при работе мехлопат с удлиненным рабочим оборудованием

Экскаватор	Высота уступа (*м*) в породах			
	рыхлых		полускальных	скальных
	при угле устойчивого откоса уступа, *град*			
	34	39—45	45	51—70
ЭКГ-4у	6,5	8—9	9	10
ЭВГ-4	8	9—10,5	10,5	12
ЭКГ-6	15	17—18	18	18

Ширина заходки по целику при отработке скальных пород должна выбираться из условия погрузки развала взорванной горной массы за один проход экскаватора.

Максимальная ширина заходок по целику (или развалу взорванной массы) при верхней погрузке и максимальной высоте уступов для экскаваторов с удлиненным оборудованием показана в табл. 47 [13].

Таблица 47

Максимальная ширина заходки по целику при верхней погрузке

Угол откоса уступа, *град*	Угол устойчивого откоса уступа, *град*	ЭКГ-4		ЭВГ-4		ЭКГ-6	
		Высота уступа, *м*	Ширина заходки, *м*	Высота уступа, *м*	Ширина заходки, *м*	Высота уступа, *м*	Ширина заходки, *м*
60	34—45	6,5—9	9,5—9	8—10,5	15—15,5	13—18	25—29
65—70	51—60	10	9,5—11	12	15,5—18,5	18	28—32,5
80	70	10	11	12	21	18	36

§ 3. Схемы работы и параметры забоев драглайнов

Драглайны устанавливают на кровле или на промежуточном горизонте уступа. В первом случае выемка горной массы осуществляется нижним черпанием (рис. 166, *а*), во втором — нижним и верхним черпанием (рис. 166, *б*).

В соответствии с траекторией движения ковша профиль забоя драглайна прямолинейный или слегка вогнутый. Угол откоса забоя, как правило, не превышает 45° для легких пород, 40° для средних и 30° для особо тяжелых пород.

Высота уступа при нижнем черпании (глубина выемки) устанавливается исходя из глубины черпания экскаватора и необходимости расположения его вне призмы обрушения.

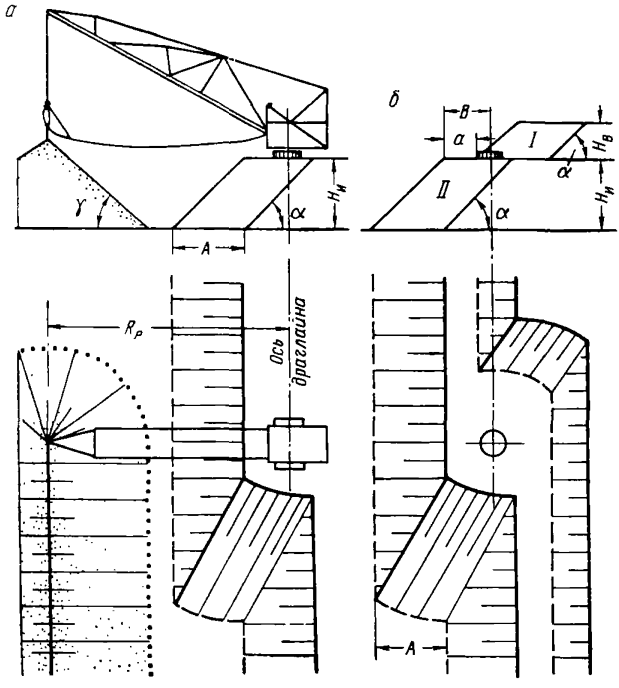


Рис. 166. Схемы работы драглайна:
а — продольными заходками нижним черпанием; *б* — продольными заходками нижним и верхним черпанием

Максимальная высота уступа:
при работе экскаватора без заброса ковша

$$H_н = (R_ч - B)\,\mathrm{tg}\,\alpha,\ м; \tag{457}$$

с забросом ковша

$$H_н = (R_{ч\,max} - B)\,\mathrm{tg}\,\alpha,\ м, \tag{458}$$

где $R_ч$ и $R_{ч\,max}$ — радиус черпания драглайна без заброса и с забросом ковша, *м*;

B — минимально допустимое расстояние от оси драглайна до верхней бровки уступа $\left(B = \frac{C}{2} + a\right)$, *м*.

С увеличением высоты уступа при верхнем черпании производительность экскаватора резко снижается. По данным практики, высоту уступа при верхнем черпании целесообразно иметь в пределах 0,4—0,5 высоты разгрузки экскаватора.

В табл. 48 приведены максимальные значения высоты уступов для драглайнов.

Работа драглайна во взорванных скальных породах верхним черпанием нецелесообразна. Нежелательна также работа драглайна

Таблица 48

Максимальные значения высоты уступов [13]

Экскаватор	Высота разгрузки, *м*	Глубина черпания, *м*	Высота уступа (*м*) при черпании	
			верхнем	нижнем
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

нижним черпанием при малой высоте забоя, так как при этом относительно много времени затрачивается на планировку взорванной массы и передвижку экскаватора.

Погрузку мягких пород драглайном в средства транспорта лучше производить при установке экскаватора несколько выше горизонта транспорта. При погрузке в автомобили проф. М. В. Васильев рекомендует принимать такую высоту уступа драглайна, при которой обеспечивается горизонтальное положение тягового троса и исключается из рабочего цикла экскаватора операция подъема и опускания ковша над кузовом автосамосвала:

$$H_{\text{у}} = 1{,}3H_{\text{ав}} - h_0 + l_{\text{к}},\ м, \tag{459}$$

где $H_{\text{ав}}$ — высота автосамосвала, *м*;

h_0 — расстояние от горизонта установки драглайна до оси пяты стрелы, *м*;

$l_{\text{к}}$ — длина ковша, *м*.

Максимальная ширина заходки драглайна обычно гораздо меньше возможной по параметрам машины. Объясняется это тем, что при работе по бестранспортной схеме ширина заходки обычно ограничивается емкостью внутренних отвалов, кроме того, при этом возникают затруднения в организации добычных работ. И, наконец, во всех случаях с увеличением ширины заходки угол поворота драглайна увеличивается , что приводит к снижению производительности экскаватора (табл. 49).

Экскаватор желательно устанавливать так, чтобы время на подтягивание загруженного ковша в забое было равно времени поворота корпуса экскаватора для разгрузки породы в отвал. В этом случае совмещаются операции подъема и поворота, что позволяет сократить длительность цикла.

При бестранспортной системе разработки ширину заходки рекомендуется принимать в пределах (0,4—0,7) $R_{\text{ч max}}$, проверяя ее по емкости внутреннего отвала (табл. 50).

Таблица 49

Относительное изменение производительности драглайна в зависимости от угла поворота по данным проф. Н. Г. Домбровского

Угол поворота, *град*	Изменение производительности (%) при работе в породах	
	легких	тяжелых
70	100	100
90	87—90	92—96
135	70—76	80—86
180	59—62	72—79

Таблица 50

Рекомендуемая ширина заходки драглайна

Экскаватор	$R_{ч\ max}$	A, *м*	$A/R_{ч\ max}$
ЭШ-4/40	46	20—30	0,44—0,65
ЭШ-6/60 и ЭШ-14/75	58 и 77	30—40	0,39—0,69
ЭШ-15/90 и ЭШ-25/100	83 и 95	40—50	0,42—0,60

§ 4. Определение производительности одноковшовых экскаваторов

Эксплуатационная производительность экскаватора учитывает использование его во времени и определяется по формуле

$$Q_э = \frac{T \cdot 3600 \cdot E}{t_{ц.\,т}} \cdot \frac{K_к}{K_р} K_в,\ м^3/смену, \qquad (460)$$

где T — число часов смены;

E — емкость ковша, $м^3$;

$t_{ц.\,т}$ — время цикла теоретическое, *сек* (табл. 51);

$K_к$ — коэффициент наполнения ковша (табл. 52);

$K_р$ — коэффициент разрыхления горной породы (табл. 53);

$K_в$ — коэффициент использования сменного времени экскаватора на чистой работе

$$Q_э = Q_т T K_в,\ м^3/смену, \qquad (461)$$

где $Q_т$ — техническая производительность, $м^3/ч$.

При работе экскаватора с погрузкой в средства железнодорожного транспорта коэффициент $K_в$ следует принимать 0,7—0,75, а с погрузкой в автомобили — 0,75—0,8. Лучшее использование экскаватора во времени при колесных видах транспорта достигается при кольцевой подаче транспортных сосудов, когда время на обмен составов (автосамосвалов) минимальное. В этом случае коэффициент $K_в$ может достигнуть 0,85.

Таблица 51

Теоретическая продолжительность цикла $t_ц$ и эксплуатационная производительность $Q_э$

Условия работы экскаватора	Модель экскаватора	Значения $t_ц$ и $Q_э$ при работе в породах категории по ЕНиР 1960 г.											
		I		II		III		IV		V и VI		Взорванных	
												хорошо	плохо
		$t_ц$	$Q_э$	$t_ц$	$Q_э$	$t_ц$	$Q_э$	$t_ц$	$Q_э$	$t_ц$	$Q_э$	$t_ц$	$Q_э$
С погрузкой в отвал	ЭКГ-4	17,7	729	18,9	714	21,5	614	23,1	490	24,7	432	37,9	210
	ЭКГ-8	20,2	1250	21,4	1230	23,8	1080	25,5	870	26,3	760	37,4	380
	ЭВГ-6	32,2	835	33,9	800	37,7	650	40	575	41,6	475	62,7	280
	ЭВГ-15	33,4	1620	36	1500	41,2	1250	45,5	1070	45	850	70,6	475
	ЭШ-4/40	31	365	33	350	37	300	38	265	42	225	56	135
	ЭШ-6/60	35,6	660	36,2	660	40	620	40	550	40,5	460	50,2	310
	ЭШ-14/75	40	1050	41	1050	42	1000	45	880	45	720	57,4	490
	ЭШ-25/100	42,8	1800	43,8	1800	45,2	1750	46,6	1550	47,2	1250	56,5	890
С погрузкой в средства транспорта	ЭКГ-4	18,4	700	19,9	680	23	525	25,9	460	26,2	386	41,4	190
	ЭКГ-8	21	1200	22,6	1170	25,5	1015	28,5	815	28	680	41,1	350
	ЭШ-4/40	33,5	335	35,5	325	40	275	41,7	245	45,5	205	63	120

Таблица 52

Значения коэффициента наполнения ковша $K_н$ [4]

Категория грунта по ЕНиР 1960 г.	Порода	Значения $K_н$ при работе	
		прямой лопаты	драглайна
I, II, V, VI	Песок и гравий сухие, щебень и хорошо взорванные скальные породы	0,95—1,05	0,8—0,9
I, II	Песок и гравий влажные	1,15—1,23	1,1—1,2
II	Суглинок сухой, рыхлый	1,05—1,10	0,85—1,0
II	» » влажный	1,2—1,40	1,15—1,25
III	Глина средняя сухая	1,1—1,2	0,95—1,05
III	Глина средняя влажная	1,3—1,5	1,2—1,3
IV	Глина тяжелая сухая	0,95—1,1	0,9—1,0
IV	» » влажная	1,25—1,45	1,1—1,2
V, VI	Плохо взорванные скальные породы	0,75—0,9	0,55—0,8

Таблица 53

Значение коэффициента разрыхления $K_р$ [4]

Категория грунта по ЕНиР 1960 г.	Порода	$K_р$
I	Песок, супесок	1,08—1,17
	Растительный грунт и торф	1,2—1,3
II	Лесовидный суглинок, рыхлый влажный лёсс, гравий до 15 *мм*	1,14—1,28
III	Жирная глина, тяжелый суглинок, крупный гравий, лёсс естественный влажный	1,24—1,3
IV	Ломовая глина, суглинок со щебнем	1,26—1,32
IV	Отвердевший лёсс, мягкий мергель, опоки . . .	1,33—1,37
V	Крепкий мергель, мягкий трещиноватый скалистый грунт	1,3—1,45
VI	Скала и руда	1,4—1,5

При работе мехлопат и драглайнов с отгрузкой в отвал, а также при конвейерном транспорте коэффициент $K_в$ может достигать величины 0,9—0,95.

В течение месяца и года необходимо учитывать простои, вызванные проходом экскаватора из одного забоя в другой, планово-предупредительными ремонтами и другими причинами.

В районе с суровыми климатическими условиями необходимо планировать несколько дней простоев в связи с неблагоприятными погодными условиями, а также учитывать возможное снижение производительности экскаваторов в неблагоприятный зимний период.

§ 5. Схемы работы многоковшовых экскаваторов

При использовании многоковшовых экскаваторов применяют схемы работы экскаваторов во фронтальном и торцовом забоях.

Схемы работы экскаваторов при фронтальном забое

Фронтальным забоем работают в основном цепные экскаваторы на железнодорожном ходу, поэтому такие технологические схемы рассматриваются лишь применительно к работе цепных экскаваторов.

Схема 1. Разработка уступа одним экскаватором нижним черпанием (рис. 167, *а*).

Схема 2. Разработка уступа одним экскаватором верхним черпанием (рис. 167, *б*).

Схема 3. Разработка уступа, разделенного на два подуступа, одним экскаватором верхним и нижним черпанием (рис. 167, *в*).

Схема 4. Разработка уступа, разделенного на два подуступа, экскаватором верхним черпанием и экскаватором нижним черпанием (рис. 167, *г*).

Во всех этих схемах (за исключением схемы 3) применяют неповоротные экскаваторы. Схемы 2, 3 и 4 позволяют отрабатывать большую мощность вскрыши с погрузкой на один транспортный горизонт, поэтому область их применения более широкая. Эти схемы могут применяться как при железнодорожном транспорте, так и при транспортно-отвальных мостах. При использовании последних наиболее рациональны схемы 3 и 4, так как при них большая мощность вскрыши отрабатывается с погрузкой на мост. Схема 2 может в отдельных случаях применяться и при

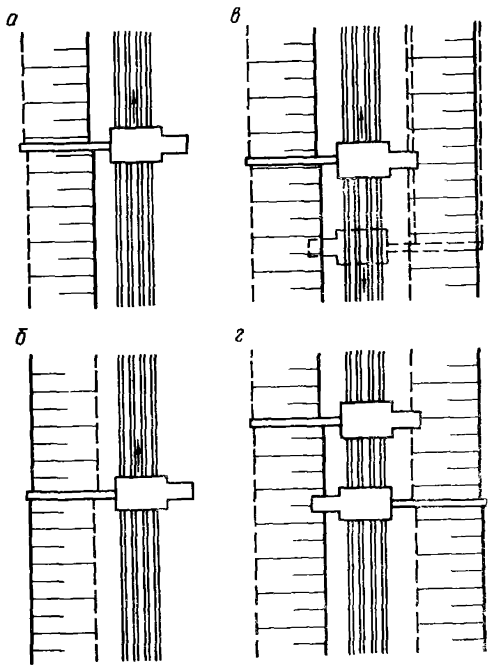


Рис. 167. Схемы разработки уступов цепными экскаваторами при фронтальном забое

конвейерном транспорте, но в этом случае между экскаватором и конвейером должен быть перегружатель, который позволит осуществлять более редкие передвижки конвейера. Схема 1 применяется в основном лишь при работе цепного экскаватора в комплексе с транспортно-отвальным мостом.

Схемы работы экскаваторов при торцовом забое

Торцовыми забоями работают роторные экскаваторы верхнего черпания, верхнего и нижнего черпания и поворотные цепные экскаваторы на гусеничном ходу. Это наиболее распространенные в настоящее время схемы работы, которые применяются при всех видах транспорта, при отвалообразователях и транспортно-отвальных мостах.

Схема 1. Разработка уступа роторным экскаватором верхнего черпания (рис. 168, *а*). Существующие и проектируемые отечественные роторные экскаваторы предназначены для работы по такой схеме.

Схема 2. Разработка уступа роторным экскаватором верхнего и нижнего черпания (рис. 168, *б*). При этой схеме возможны последовательная отработка верхнего и нижнего подуступа, отработка двух заходок верхним черпанием и затем двух заходок нижним черпанием. Последний вариант позволяет сократить непроизводительные операции по перестановке ротора для изменения направления вращения.

Схема 3. Разработка уступа цепным экскаватором с верхним черпанием (рис. 169, *а*). Эта схема имеет ограниченное распространение, так как в подобных случаях более рационально применение роторных экскаваторов.

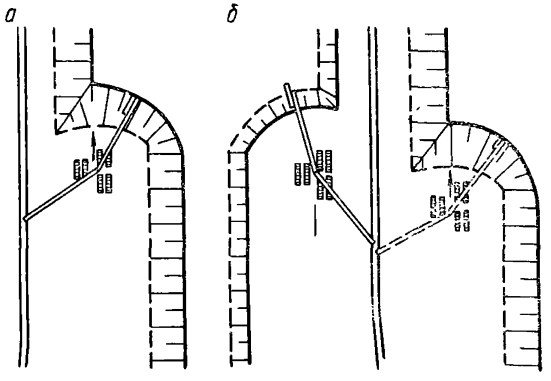


Рис. 168. Схемы разработки уступов роторными экскаваторами

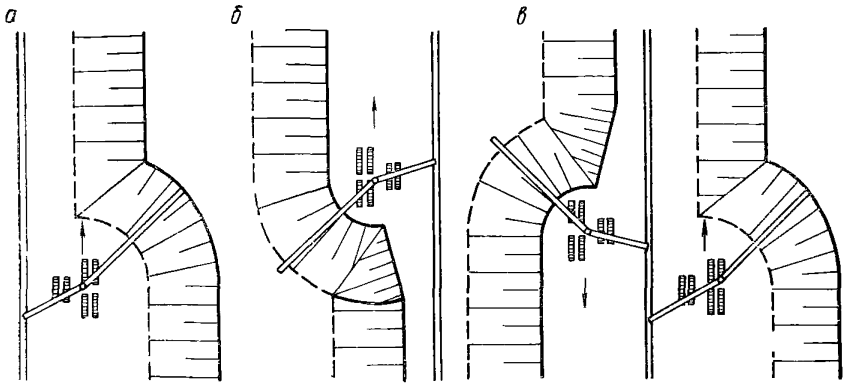


Рис. 169. Схемы разработки уступов цепными экскаваторами при торцовом забое

Схема 4. Разработка уступа цепным экскаватором с нижним черпанием (рис. 169, *б*). По этой схеме возможно вести работы при обводненной и слабой несущей способности почвы уступа, а также при неправильном залегании почвы пласта полезного ископаемого.

Схема 5. Разработка уступа, разделенного на два подуступа, одним цепным экскаватором с верхним и нижним черпанием (рис. 169, *в*). Такую схему целесообразно применять в тех случаях, когда потребная удельная производительность уступа (отношение годового объема работ к высоте уступа) в 1,5—2 раза меньше удельной производительности экскаватора (отношение годовой производительности к высоте черпания).

Описанные схемы работы многоковшовых экскаваторов могут применяться в комбинации. Применение комбинированных схем работы экскаваторов чаще преследует цель уменьшить количество транспортных горизонтов или увеличить общую мощность слоя вскрыши или полезного ископаемого, отрабатываемого с погрузкой на один транспортный горизонт. При этом возможны два случая:

1. Отработка одним экскаватором двух подуступов с переходом с одного горизонта на другой и погрузкой на один транспортный горизонт (рис. 170).

Такие варианты схем целесообразны, если удельная производительность экскаватора соответствует удельной потребной производительности всего уступа, а дополнительные затраты на устройство съездов для перехода экскаватора с одного горизонта на другой и потери времени на переходах перекрываются экономией от использования одного экскаватора.

2. Отработка двумя экскаваторами двух подуступов с погрузкой на один транспортный горизонт (рис. 171).

Наряду с использованием двух роторных экскаваторов верхнего черпания или двух экскаваторов верхнего и нижнего черпания

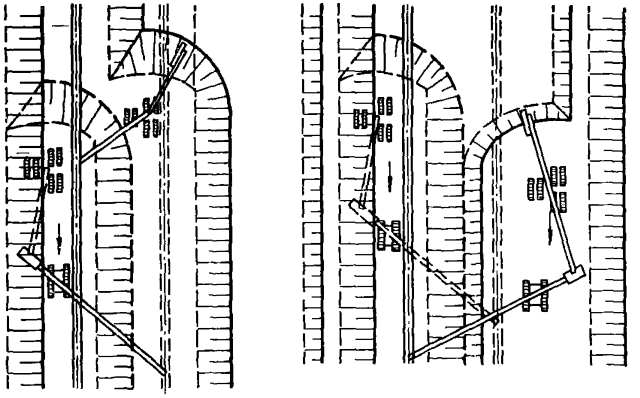


Рис. 170. Схемы разработки подуступов с переходами экскаваторов с одного горизонта на другой

(рис. 171, *а* и 171, *б*) может оказаться целесообразным использование цепного экскаватора нижнего черпания в комбинации с роторным экскаватором верхнего черпания (рис. 171, *в*), что позволит отрабатывать на один транспортный горизонт мощность до 70—90 *м* без дополнительных перегружателей.

Эффективное применение той или иной схемы работы многоковшовых экскаваторов зависит от ряда факторов: потребной производительности, мощности вскрыши или полезного ископаемого, длины фронта работ, гидрогеологических условий, условий залегания полезного ископаемого, конфигурации карьерного поля и т. д. При проектировании типы экскаваторов и схемы их работы необходимо выбирать путем технико-экономического сравнения.

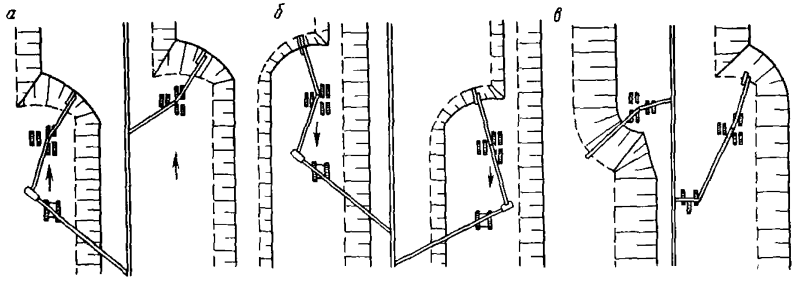


Рис. 171. Схемы разработки подуступов экскаваторами с погрузкой на один транспортный горизонт

§ 6. Параметры забоев многоковшовых экскаваторов

Параметры забоев роторных экскаваторов

В зависимости от вида стружки и последовательности ее снятия различают отработку забоя вертикальными и горизонтальными стружками, а также комбинированный способ.

В практике работы роторных экскаваторов наиболее широко распространен способ отработки забоя вертикальными стружками, обладающий следующими достоинствами:

1) постоянство параметров стружки в пределах слоя;

2) возможность отработки уступа большей высоты, чем при горизонтальных стружках;

3) уменьшение динамических нагрузок на привод ротора, особенно заметное при экскавации плотных и мерзлых грунтов;

4) создание ровной подошвы уступа, не требующей дополнительной планировки;

5) меньший удельный расход электроэнергии, чем при горизонтальных стружках;

6) благоприятные условия для автоматизации работы экскаватора.

При разработке плотных и средней плотности пород рекомендуется способ отработки забоя вертикальными стружками. Работа горизонтальными стружками и комбинированный способ отработки могут оказаться целесообразными при разработке мягких пород и особенно при неустойчивой подошве уступа.

Основными параметрами стружки являются ее высота и толщина. Высота стружки определяется способом отработки забоя.

Максимальная толщина стружки, измеряемая по оси движения экскаватора, зависит от высоты стружки. Для роторных экскаваторов, проектируемых и выпускаемых в СССР, институтом УкрНИИпроект рекомендуются следующие максимальные значения толщины стружки при $h = 1{,}33\ r$. Здесь h и r — соответственно вертикальная высота стружки и радиус ротора, *м*.

Марка экскаватора	Максимальная толщина стружки m_0, *см*
ЭЭР-500	23 ÷ 25
ЭРГ-400	33 ÷ 40
ЭРГ-1600	55 ÷ 60
ЭРШР-2600	75 ÷ 80

Максимальная высота забоя роторного экскаватора ограничивается высотой его черпания. В ряде случаев необходимость уменьшения высоты забоя (уступа) диктуется необходимостью обеспечения устойчивости откоса уступа. При этом высота уступа принимается такой, чтобы при существующем угле подхода ротора экскаватора к забою обеспечивался устойчивый угол откоса уступа.

Углы откоса уступа и забоя принимаются в соответствии со свойствами отрабатываемых пород, высотой уступа и линейными параметрами экскаватора (длиной роторной стрелы, диаметром ротора, углом его подхода к забою, высотой опорного шарнира роторной стрелы).

В соответствии с ПТЭ для карьеров максимальный угол откоса не должен превышать величин, указанных ниже

Высота уступа, *м*	Угол откоса, *град*
До 20	65
20—40	50
Свыше 40	40

Угол откоса забоя, обеспечивающего кратковременную устойчивость, может быть принят на 5—10° больше угла откоса уступа (за исключением случаев отработки трещиноватых пород, склонных к образованию сколов и оползней).

Ширина заходки роторных экскаваторов определяется их параметрами, углами поворота стрелы в сторону уступа при верхнем и в сторону погрузки при нижнем положениях ротора и углами откоса уступа.

Угол поворота стрелы в сторону погрузки γ_1 не должен превышать: при экскаваторах с выдвижными стрелами —45°, при экскаваторах с невыдвижными стрелами —50°.

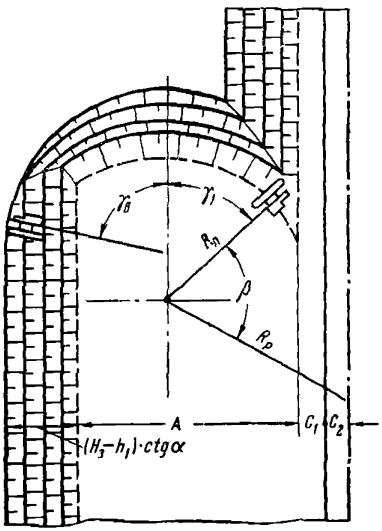


Рис. 172. Схема к определению ширины заходки роторного экскаватора

Угол поворота в сторону уступа $\gamma_в$ при верхнем положении ротора, в соответствии с рекомендациями отечественных и зарубежных исследователей, для экскаваторов с невыдвижной стрелой следует принимать равным 80°. При выдвижной стреле ротора этот угол следует принимать равным 90°.

Ширина заходки может быть определена из выражения (рис. 172)

$$A = R_п \sin\gamma_1 + R_1 \sin\gamma_в - (H_з - h_1)\operatorname{ctg}\alpha,\ м, \qquad (462)$$

где $R_п$ — радиус погрузки, *м*;
$H_з$ и h_1 — высота соответственно забоя и стружки, *м*.

Первое слагаемое определяется из соотношения

$$R_п \sin\gamma_1 \leqslant R_р \sin[180 - (\gamma_1 + \beta)] - C_1 - C_2,\ м, \qquad (463)$$

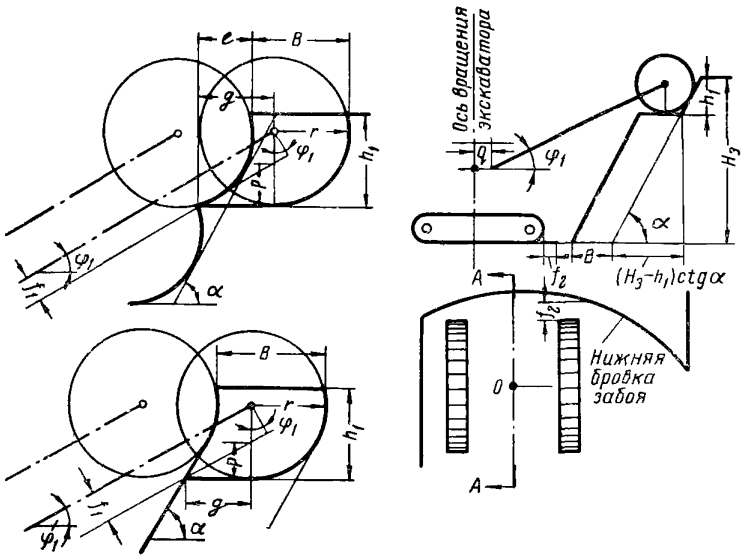


Рис. 173. Схема к определению подвигания забоя роторного экскаватора за цикл

где $R_р$ — радиус разгрузки экскаватора, *м*;

C_1 — расстояние от нижней бровки уступа до оси железнодорожного пути (конвейера), *м*;

C_2 — расстояние между осями железнодорожных путей, *м*; при конвейерном транспорте $C_2 = 0$;

β — минимальный угол сближения между роторной стрелкой и разгрузочной консолью, *град*.

Задаваясь различными значениями γ_1, можно решить неравенство и принять такое значение γ_1, при котором левая часть выражения (463) равна правой или несколько меньше.

Обычно для роторного экскаватора стремятся создать максимальную ширину заходки, так как при этом уменьшаются потери производительности из-за передвижек конвейеров, врезок в новые заходки, а также облегчается создание зимних запасов полезного ископаемого. Однако при транспортно-отвальной системе разработки ширина заходки лимитируется приемной способностью отвалов.

Подвигание забоя роторного экскаватора за цикл при данной высоте забоя ограничивается габаритами роторной стрелы и ходового устройства экскаватора (рис. 173).

Габариты роторной стрелы ограничивают подвигание за цикл в случае, если расстояние между нижней поверхностью конструкции стрелы ротора и верхней бровкой нижележащего подуступа равно минимально допустимому.

Ограничение подвигания за цикл габаритами ходового устройства имеет место при минимальном расстоянии между передней кромкой ходового устройства (гусениц или лыж) и нижней бровкой уступа.

При заданных параметрах экскаватора, высоте уступа и угле его откоса подвигание за цикл определяется по формуле:

при вертикальных стружках

$$B=\frac{\left(r\sqrt{1-\frac{(H_з-h_1-C+r)^2}{\alpha_2}}-f_2\right)L}{H_з-h_1-C+r}+r-h_1\operatorname{ctg}\alpha,\ м; \qquad (464)$$

при комбинированных стружках

$$B=\frac{\left(r\sqrt{1-\frac{(H_з-h_1-C+r)^2}{\alpha_2}}-f_2\right)L}{H_з-h_1-C+r}+r\,\frac{1-\cos\alpha}{\sin\alpha},\ м; \qquad (465)$$

при горизонтальных стружках

$$B\leqslant\frac{1{,}33r}{\sin\alpha},\ м, \qquad (466)$$

где C — высота оси качания роторной стрелы, *м*;

L — длина роторной стрелы, *м*.

Зависимость максимального подвигания за цикл от габаритов ходового устройства выражается следующими формулами (рис. 173):

при невыдвижной стреле

$$B=R_1-(H_з-h_1)\operatorname{ctg}\alpha-0{,}5l-f_2-\left(R_п-\sqrt{R_п^2-\frac{d^2}{4}}\right),\ м; \qquad (467)$$

при выдвижной стреле

$$B=R_1-(H_з-h_1)\operatorname{ctg}\alpha-0{,}5l-f_2-\left(R_п^2-\frac{d^2}{4}\right),\ м, \qquad (468)$$

где α — угол откоса забоя, *град*;

f_2 — минимально-допустимый зазор между нижней бровкой уступа и передней кромкой ходового механизма, *м*;

l — длина ходового механизма, *м*;

d — ширина ходового механизма;

$R_п$, R_1 — максимальный радиус черпания при верхнем и нижнем положениях ротора, *м*.

Параметры забоев цепных экскаваторов

Способы отработки забоев цепными экскаваторами зависят от конструкции экскаваторов и схем их работы.

При работе экскаваторов фронтальным забоем различают следующие способы отработки забоя: параллельными слоями (рис. 174, *а*), веерными слоями (рис. 174, *б*) и комбинированными слоями (рис. 174, *в*).

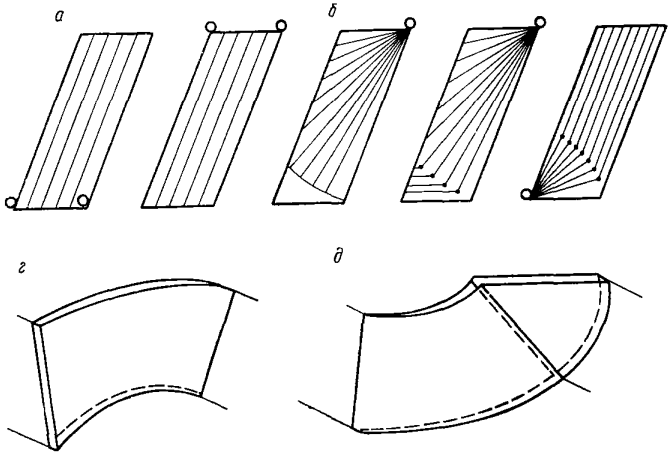


Рис. 174. Способы отработки забоя цепными экскаваторами

Параллельными слоями могут работать экскаваторы с жесткой и шарнирной рамой. При этом способе обеспечиваются наилучшие условия для полного наполнения ковшей, но поперечная передвижка экскаваторов и транспортных коммуникаций должна производиться после отработки каждого слоя на величину, равную толщине стружки. Это осложняет общую технологию работы комплекса, поэтому способ отработки забоя параллельными слоями получил сравнительно небольшое распространение.

При работе веерными слоями увеличивается шаг поперечной передвижки экскаватора и транспортных коммуникаций, но остаются пороги при нижнем черпании или нависи, которые могут обрушаться на ковшовую раму при верхнем черпании. Поэтому этот способ не получил распространения.

Наиболее широко используется способ отработки забоя комбинированными слоями. Такой способ позволяет увеличить шаг передвижки экскаватора и транспортных коммуникаций, что благоприятно сказывается на эффективности работы комплекса, несмотря на некоторое снижение наполнения ковшей при выемке первых слоев нижним черпанием. Применяется комбинированный способ при шарнирных конструкциях ковшовых рам.

При работе экскаваторов торцовыми забоями применяют способы отработки забоя серповидными слоями (рис. 174, *г* и *д*). Серповидными слоями работают поворотные гусеничные экскаваторы при верхнем и нижнем черпании. При нижнем черпании отработка забоя связана с необходимостью последовательного подъема или опускания ковшовой рамы при отработке каждого слоя в месте сопряжения забоя с новой плоскостью откоса уступа.

Основными параметрами стружки являются ее длина l, ширина b и толщина m.

Длина стружки равна пути, проходимому ковшом по забою, и обусловливается высотой уступа, углом его откоса и способом отработки забоя.

Ширина стружки зависит от скорости движения экскаватора v_x, движения цепи $v_ц$ и количества разгрузок ковшей в единицу времени $n_р$:

$$b = \frac{v_x}{n_р v_ц}, \ м. \tag{469}$$

Номинальная толщина стружки

$$m = \frac{EK_п K_т}{1000 l b K_р}, \ м, \tag{470}$$

где E — емкость ковша, $л$;

$K_п$ — коэффициент наполнения ковша;

$K_т$ — коэффициент трудности разработки породы;

$K_р$ — коэффициент разрыхления породы в ковше.

При нижнем черпании и отработке комбинированными слоями наполнение ковшей при отработке первых стружек лимитируется толщиной последних. Поэтому первые стружки следует отрабатывать максимальной толщины, возможной по условиям конструктивного исполнения ковшей.

При работе цепных экскаваторов следует стремиться к максимальной высоте уступа, ограничиваемой высотой или глубиной черпания экскаватора. В ряде случаев необходимо уменьшение высоты уступа из-за ограниченных возможностей размещения породы в отвале при работе экскаватора в комплексе с транспортно-отвальным мостом для обеспечения устойчивости откоса уступа. Уменьшение высоты уступа достигается за счет уменьшения угла наклона ковшовой рамы.

Ширина заходки при отработке забоя параллельными слоями равна толщине слоя (стружки). При отработке забоя комбинированными слоями ширина заходки равна длине планирующего звена ковшовой рамы экскаватора. Ширина заходки в этих случаях составляет обычно 4—8 $м$.

При работе цепных экскаваторов торцовым забоем ширина заходки определяется радиусом черпания экскаватора на горизонте установки $R_п$ и углами его поворота в сторону уступа γ_2 и в сторону погрузки γ_1 (рис. 175). Так как экскаватор отрабатывает забой серповидными слоями, целесообразно принимать угол поворота в сторону уступа γ_2 при верхнем и нижнем черпании 80°. Угол поворота в сторону погрузки может приниматься до 45° при верхнем черпании и до 30° при нижнем.

Однако в большинстве случаев угол поворота в сторону погрузки определяется рабочими параметрами экскаваторов и видом транспорта.

В общем виде ширина заходки может быть представлена следующими зависимостями:

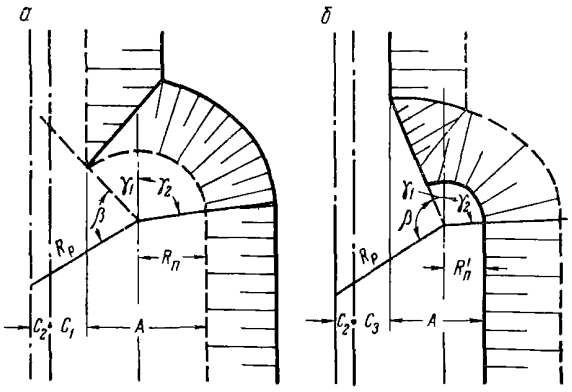


Рис. 175. Схемы к определению ширины заходки цепных экскаваторов:

а — при верхнем черпании; *б* — при нижнем черпании

При верхнем черпании (рис. 175, *а*)

$$A = R_{\text{п}} \sin \gamma_2 + R_{\text{п}} \sin \gamma_1, \ м. \tag{471}$$

Второе слагаемое определяется из следующего соотношения:

$$R_{\text{п}} \sin \gamma_1 \leqslant R_{\text{р}} \sin [180 - (\gamma_1 + \beta)] - C_1 - C_2, \ м, \tag{472}$$

где β — минимальный угол сближения между ковшовой рамой и разгрузочной консолью, *град*.

Задавая различные значения γ_1, решаем неравенство и принимаем такое значение γ_1, при котором левая часть будет равна правой или несколько меньше.

При нижнем (рис. 175, *б*)

$$A = R'_{\text{п}} \sin \gamma_2 + (R'_{\text{п}} + L_{\text{р}}) \sin \gamma_2, \ м, \tag{473}$$

где $L_{\text{р}}$ — длина рабочей части ковшовой рамы, *м*.

Второе слагаемое уравнения определяется из соотношения

$$(R^*_{\text{п}} + L_{\text{р}}) \sin \gamma_2 \leqslant R_{\text{р}} \sin (180 - (\gamma_1 + \beta)] - C_3 - C_2, \ м, \tag{474}$$

где C_3 — расстояние от верхней бровки уступа до оси железнодорожного пути (конвейера), *м*.

Решая это неравенство, определяем рациональное значение угла γ_1, а следовательно, и ширины заходки.

§ 7. Определение производительности многоковшовых экскаваторов

Сменная производительность экскаватора

$$Q_{\text{см}} = \frac{60En_{\text{р}}}{1000} T K_{\text{в}} \frac{K_{\text{н}}}{K_{\text{р}}} K_{\text{т}} K_{\text{з}}, \tag{475}$$

где E — геометрическая емкость ковша;

$n_р$ — число ковшей, разгружающихся в минуту;

T — продолжительность смены;

$K_в$ — коэффициент использования экскаваторов в течение смены; $K_в = 0{,}6 \div 0{,}9$;

$K_н$ — коэффициент наполнения ковша (табл. 54);

$K_р$ — коэффициент разрыхления породы в ковше экскаватора (табл. 54);

$K_т$ — коэффициент трудности разработки породы (табл. 54);

$K_з$ — коэффициент загрузки экскаватора, учитывающий технологию его работы в забое. У роторных экскаваторов этот коэффициент изменяется от 0,75 до 0,82 в зависимости от параметров забоя и типа экскаваторов. При оптимальной ширине заходки и нормальной высоте уступа может приниматься с достаточной точностью $K_з = 0{,}8$. У цепных экскаваторов при фронтальном забое $K_з = 1{,}0$, а при торцовом забое $K_з = 0{,}8$.

Таблица 54

Коэффициенты наполнения $K_н$, коэффициенты разрыхления $K_р$ и коэффициенты трудности разработки пород $K_т$

Категория пород по НИР 1955	Породы	$K_р$*	$K_н$			$K_т$ **
			роторные экскаваторы **	цепные экскаваторы		
				верхнего черпания *	нижнего черпания ***	
1	Пески, супеси, растительный слой, чернозем, торф без корней	1,15	1,0	1,05	1,1—2,0	1,0
2	Легкие и лёссовидные суглинки, влажный рыхлый лёсс, торф, песок со щебнем или галькой и др.	1,20	1,0	1,0	1,0—1,5	1,0
3	Жирная чистая глина, тяжелые суглинки, гравий, суглинки с гравием или щебнем и др.	1,25	1,0	0,9	1,0—1,3	0,9
4	Тяжелая ломовая глина, жирная глина и тяжелые суглинки с примесью щебня, мергель, меловые породы и др.	1,30	1,0	0,85	0,9—1,1	0,75

* По проф., докт. техн. наук Н. Г. Домбровскому.

** По данным УкрНИИпроекта.

*** По проф., докт. техн. наук Е. Ф. Шешко.

Глава X

Проектирование карьерного транспорта

§ 1. Железнодорожный транспорт

На карьерах наибольшее распространение получили три вида транспорта: железнодорожный, автомобильный и конвейерный.

Выбор вида и средств карьерного транспорта определяется тремя основными факторами: характеристикой месторождения, масштабом работ и темпами ведения работ. Характеристика месторождения, определяющая способ вскрытия и систему разработки, предъявляет главные требования к виду транспорта, так как определяет размеры карьерного поля, длину транспортных коммуникаций, подъемы выездных путей и пр. Масштаб работ определяет необходимую мощность транспортных средств. Темпы ведения горных работ предъявляют определенные требования к маневренности средств транспорта.

Окончательное решение относительно вида транспорта принимается на основании технико-экономического сравнения различных вариантов и расчетов.

Тяговые расчеты

При помощи уравнения движения поезда решаются все основные задачи, связанные с тягой поездов. По методу решения все эти задачи разделяются на две группы. К первой относятся задачи, решаемые в предположении движения с равномерной скоростью. Во вторую группу входят задачи, относящиеся к условиям движения поезда с неравномерной скоростью (разгон, торможение и т. п.). Эти задачи решаются путем интегрирования дифференциального уравнения движения аналитическим или графическим методом и установления зависимостей

$$v = f(t); \quad v = \varphi(l); \quad t = \psi(l). \tag{476}$$

Расчет веса состава. Вес состава определяется из условия равномерного движения поезда по руководящему подъему с полным использованием сцепного веса локомотива.

При равномерном движении, когда $\frac{dv}{dt} = 0$, сила тяги равна силе сопротивления движению:

$$F_к = P(W_0' + i_р) + Q(W_0'' + i_р), \ кГ, \tag{477}$$

где P — расчетный вес локомотива, $т$;
Q — вес прицепной части поезда, $т$;
Отсюда

$$Q = \frac{F_к - P(w'_0 + i_р)}{w''_0 + i_р}, \ т. \tag{478}$$

Значение силы тяги $F_к$, когда полностью реализуется сцепной вес, может быть принято из условия $F_к = 1000\ P_{сц}\psi$,
где $P_{сц}$ — сцепной вес локомотива, $т$;
ψ — коэффициент сцепления при движении (для электровозов постоянного тока $\psi = 0{,}22 \div 0{,}23$; для электровозов переменного тока $\psi = 0{,}25 \div 0{,}26$).

Поэтому

$$Q = \frac{1000 P_{сц}\psi - P(w'_о + i_р)}{w''_о + i_р}, \ т. \tag{479}$$

При электровозной тяге, когда $P = P_{сц}$,

$$Q = \frac{P_{сц}(1000\psi - w'_о - i_р)}{w''_о + i_р}, \ т. \tag{480}$$

При моторвагонной тяге вес прицепной части поезда (без учета моторных вагонов)

$$Q_{пр} = \frac{(1000\psi - w'_о - i_р)[P_{э.\,у} + n_м(q_{т.\,м} + q_м)]}{w''_о + i_р}, \ т, \tag{481}$$

где $P_{э.\,у}$ — сцепной вес электровоза управления, $т$;
$n_м$ — число моторных думпкаров в составе;
$q_{т.\,м}$ — тара моторного думпкара $т$;
$q_м$ — грузоподъемность моторного думпкара $т$.

При остановках поезда на руководящем или смягченном уклоне производят проверку выбранного веса состава по условиям трогания на заданном профиле с учетом повышения сопротивления движению и затрат тягового усилия на преодоление силы инерции.

Исходя из уравнения движения в его общем виде, имеем при электровозной тяге

$$Q_{тр} = \frac{P_{сц}(1000\psi_{тр} - w'_о - w_{тр} - i_{тр} - 108a)}{w''_о + w_{тр} + i_{тр} + 108a}, \tag{482}$$

где $\psi_{тр}$ — коэффициент сцепления при трогании (при постоянном токе $\psi_{тр} = 0{,}26 \div 0{,}28$; при переменном $\psi_{тр} = 0{,}3 \div 0{,}34$);
$w_{тр}$ — дополнительное сопротивление при трогании, $кГ/т$;
$i_{тр}$ — подъем элемента профиля, на котором происходит трогание состава, $^0/_{00}$;
a — ускорение при трогании, принимается в пределах 0,025—0,05 $м/сек^2$.

Профиль участка пути, на котором производится трогание состава, может быть различным. Наиболее благоприятным является трогание на площадке $i_{тр} = 0$, наиболее тяжелым — на руководящем

подъеме $i_{тр} = i_р$; возможно трогание состава на смягченном подъеме, величина которого меньше $i_р$. Условия трогания состава определяются характером примыкания рабочих горизонтов к выездной траншее.

Число вагонов в составе

$$n = \frac{Q}{q + q_т} = \frac{Q}{q\,(1 + K_т)}, \tag{483}$$

где q — грузоподъемность вагона, $т$;

$q_т$ — тара вагона, $т$;

$K_т$ — коэффициент тары.

Для расчетов основного сопротивления четырехосных и шестиосных грузовых вагонов на стационарных путях может быть использована формула из практики расчетов на железнодорожных путях общего пользования

$$w''_0 = 0{,}7 + \frac{8{,}0 + 0{,}1v + 0{,}0025v^2}{q_0}, \ кГ/т, \tag{484}$$

где q_0 — нагрузка от оси вагонов на рельсы, $Т$.

Основное сопротивление движению думпкаров по карьерным путям может быть определено по формулам:

для четырехосных думпкаров нормальной колеи на постоянных путях

$$w''_0 = 0{,}7 + \frac{12 + 0{,}3v}{0{,}25q}, \ кГ/т: \tag{485}$$

на передвижных балластированных путях

$$w''_0 = 0{,}9 + \frac{15 + 0{,}4v}{0{,}25q}, \ кГ/т; \tag{486}$$

на передвижных небалластированных путях

$$w''_0 = 1{,}1 + \frac{17 + 0{,}4v}{0{,}25q}, \ кГ/т. \tag{487}$$

Электровозы имеют различное сопротивление при движении под током и без тока; во втором случае сопротивление повышается на величину потерь на трение в ходовых частях и зубчатых передачах (табл. 55).

Таблица 55

Основное сопротивление электровозов

Пути	w'_0 при движении под током, $кГ/т$	w''_0 при движении без тока, $кГ/т$
Постоянные	$1{,}5 + 0{,}0014v^2$	$4{,}18 + 0{,}0014v^2$
Передвижные балластированные . . .	$2{,}4 + 0{,}003v^2$	$5{,}15 + 0{,}003v^2$
Передвижные небалластированные . .	$3{,}5 + 0{,}0027v^2$	$6{,}18 + 0{,}0027v^2$

Этими же формулами можно пользоваться и для тепловозов с электрической передачей.

При прохождении составом кривых участков пути возникает сопротивление вследствие дополнительного трения гребней колес о рельсы, скольжения колес, поворачивания тележек вагонов и локомотивов, которое зависит в основном от радиуса кривой и ширины колеи. Для вычисления $w_к$ пользуются эмпирическими зависимостями (табл. 56).

Таблица 56

Значения $w_к$ на кривых участках пути

Пути	Удельное сопротивление ($кГ/т$) при ширине колеи, *мм*	
	1524	750
Стационарные	$\frac{700}{R}$	$\frac{425}{R}$
Передвижные	$\frac{1300}{R}$	$\frac{800}{R}$

Приведенные выражения справедливы для случаев, когда длина поезда меньше или равна длине кривой. При длине поезда большей длины кривой эти выражения нужно умножить на отношение L_R/ln.

Расчет скорости и времени движения поездов. Существует ряд способов определения скорости при движении поезда по различным элементам профиля пути. Точные методы основаны на графическом или аналитическом интегрировании уравнения движения и отличаются большой громоздкостью и трудоемкостью. При тяговых расчетах карьерного транспорта часто пользуются приближенным методом «установившихся скоростей», основанном на предположении, что в пределах каждого элемента профиля поезд движется равномерно с установившейся скоростью, мгновенно изменяющейся при переходе на новый элемент профиля.

Практически карьерные пути представлены большим числом элементов различного профиля, так что определение скорости движения следует проводить для каждого элемента профиля в отдельности. Для упрощения расчетов принято спрямлять действительный профиль, заменяя несколько рядом лежащих, близких по крутизне элементов профиля одним элементом с фиктивным уклоном. При этом имеется в виду, что механическая работа сил сопротивления на фиктивном элементе профиля равна суммарной работе на действительных элементах:

$$i_ф = \frac{1000\,(h_к - h_н)}{L_с}, \qquad (488)$$

где $h_н$, $h_к$ — начальная и конечная отметки спрямляемого участка *м*;

$L_с$ — длина спрямляемого профиля, равная сумме длин спрямляемых участков, *м*.

Допускается спрямлять только элементы одного знака и близкие по крутизне. Условие допустимости спрямления проверяется для каждого элемента на спрямляемом участке

$$L_i \leqslant \frac{2000}{\Delta i}, \tag{489}$$

где L_i — длина каждого элемента профиля на спрямляемом участке, *м*;

Δ_i — разность между фиктивным уклоном $i_ф$ всего спрямляемого участка и уклоном данного элемента, ‰.

Встречающиеся при спрямлении кривые участки пути также заменяются дополнительным подъемом на длине спрямляемого профиля $L_с$, исходя из принципа равенства работы сил сопротивления на кривой и на дополнительном подъеме:

$$\frac{700}{R} L_R = L_с i_д, \tag{490}$$

откуда

$$i_д = \frac{700}{R} \cdot \frac{L_R}{L_с}, \tag{491}$$

где L_R — длина кривой.

При наличии на участке кривых уклон спрямляемого участка

$$i_ф = i_ф + i_д. \tag{492}$$

В результате профиль карьерного пути удается представить состоящим лишь из нескольких существенно отличных по профилю элементов. Обычно это участки пути на уступе, в выездной траншее на поверхности, при заезде на отвал и на отвале.

Для определения установившейся (равномерной) скорости движения пользуются тяговыми или электромеханическими характеристиками локомотива. Сила тяги электровоза при равномерном движении по каждому элементу спрямленного профиля определяется из условия

$$F = P(w'_о \pm i) + Q(w''_о \pm i). \tag{493}$$

Затем по тяговой характеристике определяется скорость движения, соответствующая рассчитанному значению силы тяги. При этом всегда следует стремиться к движению с максимальной скоростью (например, при электровозной откатке — к движению на параллельном соединении двигателей), но не превышая значений скорости, ограниченных условиями безопасности движения по торможению или по состоянию пути. При движении под уклон, когда тяговое усилие не требуется и имеет место тормозной режим, скорость принимается максимально допустимой из условия торможения. Максимальные скорости при движении по передвижным уступным

и отвальным путям обычно ограничиваются значениями 20—25 *км/ч*. По известной скорости движения v, *км/ч* определяется время хода по данному участку пути длиной L, *м*:

$$t = \frac{60L}{1000v}, \quad мин. \tag{494}$$

Расчет ведется последовательно для всех участков при движении поезда. При этом при переходе поезда со стационарных путей на передвижные изменяются величины w_0' и w_0''.

Расчетная схема представляется следующей формой.

№ п/п	Элемент профиля	Сопротивление движению $w_0 \pm i$, *кГ/т*	Вес поезда $P+Q$, *т*	Сила тяги, F, *кГ*	Скорость движения v, *км/ч*	Время хода по элементу профиля t, *мин*

Общее время движения

$$t_{дв} = \sum t_{гр} + \sum t_{пор} + t_{р.з}, \tag{495}$$

где $\sum t_{гр}$ — общее время движения в грузовом направлении;

$\sum t_{пор}$ — общее время движения в порожняковом направлении;

$t_{р.з}$ — поправка на разгон и замедления при трогании с места, подходе к раздельным пунктам, переходе со стационарных путей на передвижные и пр.; $t_{р.з} = 1 \div 2$ *мин* на перегон.

Способ установившихся скоростей, предполагающий мгновенное изменение скорости, при большой крутизне подъемов и коротких длинах отдельных перегонов дает несколько преувеличенное время хода. Поэтому в условиях напряженного движения или ограниченной пропускной способности путей, а также при резко ломаном профиле откаточных путей и коротких перегонах целесообразно пользоваться более точными способами. Наиболее распространенным является способ МПС, который заключается в построении зависимостей $v = f(l)$ и $t = \varphi(l)$ по диаграмме равнодействующих сил $(f - w) = \psi(v)$ методом графического интегрирования [1].

Расчет тормозных средств. Тормозные средства поезда должны обеспечивать безопасное движение с установленными скоростями и остановку поезда на длине тормозного пути. Тормозным путем называется расстояние, которое поезд проходит от начала торможения до полной остановки.

---

[1] А. М. Бабичков, В. Ф. Егорченко. Тяга поездов. М., Трансжелдориздат, 1962.

Полный или расчетный тормозной путь

$$L_т = L_п + L_д, \tag{496}$$

где $L_п$ — предтормозной путь, проходимый поездом за время приведения тормозов в действие; определяется временем $t_о$ приведения тормозов в действие и начальной скоростью движения $v_н$:

$$L_п = \frac{v_н 1000 t_о}{3600} = 0{,}278 v_н t_о, \ м; \tag{497}$$

при тормозах грузового типа $t_о \approx 7$ *сек*;

$L_д$ — действительный путь торможения, устанавливается решением уравнения движения методом приближенного аналитического интегрирования.

Метод приближенного аналитического интегрирования заключается в том, что в уравнении движения поезда вместо бесконечно малых приращений скорости принимаются конечные приращения в пределах 5—10 *км/ч* и в этих пределах величина тормозной силы считается постоянной.

В результате

$$L_д = \frac{4{,}17\,(v_н^2 - v_к^2)}{b_к + w_о - i}, \ м, \tag{498}$$

где $(b_к + w_о - i)$ — равнодействующая сила;

i — величина уклона, на котором производится торможение.

При торможении до остановки ($v_к = 0$)

$$L_д = 4{,}17 \frac{v_н^2 - v_к^2}{1000 v \varphi_к + w_о - i}, \ м. \tag{499}$$

Расчетный тормозной коэффициент

$$\vartheta = \frac{\sum K}{P + Q}.$$

Расчетные значения суммарного нажатия колодок на ось $\sum K$, T:

Для четырехосных груженых вагонов . . .	7,0
Для четырехосных порожних вагонов . . .	3,5
Для шестиосных груженых вагонов	12,0
Для электровозов и тепловозов	10,0

Нажатие колодок на колеса определяется параметрами и прочностью тормозной системы.

Вагоны имеют одностороннее нажатие колодок, поэтому сила нажатия каждой колодки соответственно равна половине значения давления на ось. Электровозы и тепловозы имеют двустороннее торможение, и нажатие каждой колодки составляет четвертую часть общего нажатия на ось.

В расчетах, где учитывается применение экстренного торможения, значение расчетного тормозного коэффициента рекомендуется принимать равным его полной величине. Там же, где учитывается служебное торможение, значение ϑ рекомендуется принимать равным 0,8 его полной расчетной величины.

Коэффициент трения колодки о колесо при стандартных чугунных колесах

$$\varphi_к = 0{,}6\,\frac{16K+100}{80K+100}\cdot\frac{100+v}{5v+100}\,; \qquad (500)$$

при композиционных (пластмассовых) колодках

$$\varphi_к = 0{,}44\,\frac{K+20}{4K+20}\cdot\frac{v+150}{2v+150}\,, \qquad (501)$$

где K — нажатие на одну тормозную колодку, T;

v — скорость движения, *км/ч*.

Расчетный тормозной путь для карьерных условий устанавливается равным 400 *м*.

Решение тормозных задач сводится к определению пути торможения при известных тормозных средствах и начальной скорости или к определению требуемых тормозных средств (тормозного коэффициента поезда и числа тормозных осей в составе) для безопасного движения с установленными скоростями.

Проверка двигателей на нагрев. При электровозной и тепловозной тяге производится проверка двигателей на нагрев, чтобы убедиться, что мощность двигателей принятого локомотива достаточна для данных условий работы.

Степень нагрева тяговых двигателей определяется величиной тока и длительностью его протекания по обмоткам. Величина тока пропорциональна силам сопротивления движению электровоза, поэтому степень нагрева определяется характером профиля и протяженностью откаточных путей. Требуемая мощность электровоза на ободе движущихся колес может быть предварительно установлена по выражению

$$N_к = \frac{K_N P_{сц} v_р}{0{,}367}\,, \quad квт, \qquad (502)$$

где K_N — коэффициент, характеризующий режим работы электровоза. Значение K_N зависит главным образом от глубины карьера, а также от величины руководящего подъема и профиля погрузочного пути. Для карьеров глубиной 100, 200 и 300 *м* значение K_N соответственно равно 0,17—0,18; 0,205—0,215; 0,22—0,23. Как видно, для карьерных электровозов удельная мощность, т. е. мощность отнесенная к 1 *т* сцепного веса, должна достигать 13—16 *квт*;

$v_р$ — скорость движения на руководящем подъеме, *км/ч*.

Наиболее точным методом проверки двигателей на нагревание является метод построения кривой температуры двигателя в условиях

его действительной работы. Однако практически пользуются упрощенным методом проверки нагрева по эффективному току (среднеквадратичному). Эффективным называется ток, который, протекая длительное время по обмоткам двигателя, вызывает тот же тепловой эффект, что и действительный ток изменяющейся величины, протекающей по обмоткам при движении по пути данного профиля;

$$I_{эф} = \alpha \sqrt{\frac{\sum I^2 t}{T}}, \quad a, \tag{503}$$

где α — коэффициент, учитывающий нагревание двигателей в процессе экскаваторной погрузки и разгрузки составов, а также при маневрах; $\alpha = 1{,}05 \div 1{,}1$;

I — ток двигателя на отдельных участках пути, *а*;

t — время хода по участку данного профиля, *мин*;

T — время рейса локомотивосостава, *мин*.

Значение тока при движении на каждом элементе профиля определяется из электромеханических характеристик по известному значению силы тяги.

Двигатели не перегреваются при условии

$$I_{дл} \geqslant K_з I_{эф}, \tag{504}$$

где $I_{дл}$ — длительный ток двигателя, *а*;

$K_з$ — коэффициент запаса, учитывающий увеличение температуры двигателя в отдельные периоды работы с большими нагрузками; повышается с увеличением глубины карьера и находится в диапазоне 1,1—1,25 при изменении глубины до 300 *м*.

Расход электроэнергии электровозом. Расход энергии на движение поезда, отнесенный к токоприемнику электровоза, определяется суммированием расхода энергии по отдельным элементам профиля:

$$A_{дв} = \frac{\sum I_{ср}\, t}{60 \cdot 1000} U_{ср}, \quad квт \cdot ч, \tag{505}$$

где $I_{ср}$ — ток, потребляемый на каждом элементе профиля, *а*;

t — время движения по данному элементу профиля, *мин*;

$U_{ср}$ — средняя величина напряжения в контактном проводе, *в*.

Значение тока при определенной скорости движения определяется по электромеханической характеристике двигателя. Умножая значение тока на число параллельных цепей соответствующей схемы включения двигателей, можно получить ток электровоза.

Расход электроэнергии на движение поезда может быть рассчитан приближенно без определения его на отдельных элементах профиля.

Расход энергии на движение за один оборот состава, выраженный через глубину карьера и длину откатки,

$$A_{дв}=\frac{(P_{сц}+Q_{гр})\,(w_0L+H)+(P_{сц}+Q_{пор})\,w\,(L-l_т)}{367},\ квт\cdot ч, \qquad (506)$$

где L — длина откатки в один конец, *км*;

H — разность отметок исходного и конечного пунктов откатки (уступ — отвал), *м*;

$l_т$ — длина участка откатки, на котором производится торможение, *м*; обычно этот участок состоит из капитальной траншеи и съезда с отвала.

При транспортировании с нескольких уступов в значение L входит средневзвешенная длина уступных $L_у$ и отвальных $L_{отв}$ путей, а в значение H — средневзвешенная глубина карьера $H_к$ и высота отвала $H_{отв}$:

$$L_у=\frac{\sum Q_{i\,у}L_{i\,у}}{\sum Q_{i\,у}}; \qquad (507)$$

$$L_{отв}=\frac{\sum Q_{i\,отв}L_{i\,отв}}{\sum Q_{i\,отв}}; \qquad (508)$$

$$H_у=\frac{\sum Q_{iу}h_{i\,у}}{\sum Q_{i\,у}}; \qquad (509)$$

$$H_{отв}=\frac{\sum Q_{i\,отв}h_{i\,отв}}{\sum Q_{i\,отв}}, \qquad (510)$$

где $Q_{i\,у}$ и $Q_{i\,отв}$ — объем горной массы, поступающей с данного уступа или на данный отвал, $м^3$;

$L_{i\,у}$ и $L_{i\,отв}$ — средняя длина данного уступа и отвала, *км*;

$h_{i\,у}$ и $h_{i\,отв}$ — высота уступа в карьере и отвала, *м*.

Общий расход энергии за один оборот локомотивосостава $A_{об}$ складывается из расхода энергии на движение $A_{дв}$, собственные нужды электровоза $A_с$ и на маневровую работу $A_{ман}$. Расход энергии на собственные нужды $A_с = (0{,}15 \div 0{,}2)\ A_{об}$. Расход энергии на маневровую работу (в основном передвижение состава при погрузке и разгрузке) зависит от профиля разгрузочного и погрузочного пути и составляет $(0{,}1 \div 0{,}3)\ A_{об}$.

Удельный расход энергии на 1 *т* груза и на 1 *ткм* равен соответственно:

$$a'=\frac{A_{об}}{nq},\ квт\cdot ч/т, \qquad (511)$$

$$a''=\frac{A_{об}}{nqL},\ квт\cdot ч/ткм. \qquad (512)$$

Мощность источника автономного питания

При оборудовании электровозов или тяговых агрегатов источником автономного питания, требуемая мощность дизельной установки

$$N_д = \frac{Fv}{270\eta} + \Delta N_{с.\,н},\ л.\ с., \tag{513}$$

где F — тяговое усилие, развиваемое при движении по неэлектрифицированным путям, *кГ*;

v — скорость движения по неэлектрифицированным путям, *км/ч*;

η — коэффициент полезного действия, учитывающий передачу вращающего момента от дизеля на ведущие оси;

$\Delta N_{с.\,н}$ — мощность расходуемая на собственные нужды и вспомогательные машины, *л. с.*

Тяговое усилие определяется по условию установившегося движения состава на руководящем подъеме.

В результате

$$F = Q\,(\pm i + w_{оп}), \tag{514}$$

где $w_{оп}$ — удельное сопротивление движению по передвижным путям, *кГ/т*;

Коэффициент полезного действия электровоза в автономном режиме

$$\eta = \eta_{э.\,п}\eta_г\eta_д, \tag{515}$$

где $\eta_{з.\,п}$ — к. п. д. зубчатой передачи в номинальном режиме, равный 0,975; при изменении мощности, подведенной к двигателю, потери в зубчатой передаче и в моторноосевых подшипниках меняются согласно ГОСТ 2582—50;

$\eta_г$ — к. п. д. тягового генератора (обычно принимается равным 0,89);

$\eta_д$ — к. п. д. тягового двигателя; для двигателей мощностью 400—500 *квт* при работе в часовом режиме составляет 0,92.

В режиме автономного питания, когда двигатели питаются энергией от генератора с пониженным напряжением и развивают тяговое усилие меньше чем при работе в часовом режиме, к. п. д. двигателя также меньше номинального

$N/N_{ном}$, %	$\eta_д$
100	0 92
75	0,905
50	0,89
40	0,88
25	0,87

При движении тягового агрегата в автономном режиме часть мощности дизеля расходуется на его охлаждение, на приведение в действие вентиляторов, охлаждающих тяговые двигатели и компрессоров, на вспомогательные машины.

Для дизелей 1000—1500 *л. с.* расходы на собственные нужды составляют 200—250 *л. с.*, для дизелей мощностью 1500—2000 *л. с.* соответственно 250—300 *л. с.*

Техническая производительность локомотивосостава

$$Q_{\text{л. с}} = \frac{nqK_{\text{г}}}{T_{\text{р}}}, \quad т/ч \tag{516}$$

или

$$Q_{\text{л. с}} = \frac{nV_{\text{в}}}{T_{\text{р}}}, \quad м/ч, \tag{517}$$

где n — число вагонов в поезде;
q — грузоподъемность вагона, $т$;
$K_{\text{г}}$ — коэффициент использования грузоподъемности;
$V_{\text{в}}$ — емкость думпкара «с шапкой», составляющая по расчетам 125% геометрической емкости кузова;
$T_{\text{р}}$ — время рейса локомотивосостава, $ч$;

$$T_{\text{р}} = t_{\text{д. в}} + t_{\text{п}} + t_{\text{р}} + t_{\text{м. з}} = \frac{L_{\text{г}}}{\beta v_{\text{т}}} + t_{\text{п}} + t_{\text{р}} + t_{\text{м. з}}; \tag{518}$$

$t_{\text{д. в}}$ — время движения поезда;
$t_{\text{п}}$ и $t_{\text{р}}$ — время погрузки и разгрузки состава;
$t_{\text{м. з}}$ — длительность маневров и задержек в пути по условиям движения;
$L_{\text{г}}$ — расстояние транспортирования груза, $км$;
β — коэффициент использования пробега;
$v_{\text{т}}$ — приведенная техническая скорость, $км/ч$.

Время погрузки состава

$$t_{\text{п}} = \frac{nq}{Э_{\text{в}}} = \frac{nqK_{\text{р}}}{0{,}9V_{\text{к}}K_{\text{н}}\gamma_{\text{пл}}} t_{\text{ц}} \tag{519}$$

или

$$t_{\text{п}} = \frac{nV_{\text{в}}}{Э_{\text{о}}} = \frac{nV_{\text{в}}}{0{,}9V_{\text{к}}K_{\text{н}}} t_{\text{ц}}. \tag{520}$$

При электровозной тяге по условиям движения поезда по расчетному подъему с установившейся скоростью:

$$nq = \frac{P_{\text{сц}}(1000\varphi - \alpha i_{\text{р}})}{\alpha i_{\text{р}}(1 + K_{\text{т}})}, \quad т; \tag{521}$$

$$nV_{\text{в}} = \frac{P_{\text{сц}}(1000\varphi - \alpha i_{\text{р}})}{\alpha i_{\text{р}}(1 + K_{\text{т}})\gamma_{\text{р}}}, \quad м^3, \tag{522}$$

где $P_{\text{сц}}$ — сцепной вес электровоза;
φ — коэффициент сцепления, принимаемый равным при тяге на постоянном токе 0,22—0,23, при тяге на переменном токе —0,25—0,26;
$\alpha = \frac{i_{\text{р}} + w_{\text{о}}}{i_{\text{р}}}$ — коэффициент, учитывающий приведенное сопротивление движению поезда ($w_{\text{о}}$ — удельное основное сопротивление движению, $кГ/т$); для карьерных

ных условий при величине расчетного подъема 30—40‰ величина α составляет 1,05—1,06;

$K_т$ — коэффициент тары вагона;

$\gamma_р$ — объемный вес транспортируемого груза в рыхлой массе, $т/м^3$.

В тех случаях, когда лимитирующим является объем кузова (т. е. при перевозке рыхлых пород), имеет место неполное использование грузоподъемности думпкаров, т. е. снижение возможной производительности локомотивосоставов.

В зависимости от назначения груза разгрузка его осуществляется на отвале (экскаватором или плугом) на перегрузочном пункте или в приемное устройство обогатительной фабрики.

По данным практики, время разгрузки каждого думпкара на плужных отвалах и на перегрузочном пункте составляет 1,5 *мин*, при разгрузке на экскаваторном отвале и в приемный бункер обогатительной фабрики — 2,0 *мин*.

При отправке угля или руды из забоя на сборочную станцию для дальнейшего транспортирования потребителю вместо времени на разгрузку затрачивается время на перецепку локомотива к новой партии вагонов, составляющее 20—25 *мин*.

Время маневров и задержек по условиям движения определяется схемой вскрытия месторождения и путевого развития. При наличии тупиковых съездов в карьер неизбежна маневровая работа, связанная с потерей времени. По данным института Гипроруда, время на каждое изменение направления движения поезда при тупиковой трассе составляет 2 *мин*. При однопутных линиях в связи с наличием разъездов дополнительное время затрачивается на обмен поездов.

Для предварительных расчетов время задержек по условиям движения принимается 10—15 *мин*.

Время рейса локомотивосостава

$$T_р = \frac{L_г}{\beta v_{п.т}} + \frac{n q_в}{Э_в} + t_{р.зм} \tag{523}$$

или

$$T_р = \frac{L_г}{\beta v_{п.т}} + \frac{nV}{Э_о} + t_{р.зм}. \tag{524}$$

Техническая производительность локомотивосостава

$$Q_{л.с} = \frac{n q_в K_г v_{пт} \beta Э_о}{Э_о (L_г + \beta v_{п.т} t_{р.зм}) + V \beta v_{п.т}}, \; т/ч \tag{525}$$

или

$$Q_{л.с} = \frac{n q_в K_г v_{пт} \beta Э_в}{Э_в (L_г + \beta v_{п.т} t_{р.зм}) + q_в \beta v_{п.т}}, \; т/ч. \tag{526}$$

Рабочий парк локомотивов

$$N_л = \frac{M K_н}{Q_{л.с} T K_т}, \tag{527}$$

где M — суточный грузооборот карьера, *т*;
$K_н$ — коэффициент неравномерности перевозок;
T — продолжительность рабочей смены;
$K_т$ — коэффициент использования сменного времени, величина которого при железнодорожном транспорте может быть принята 0,75—0,85.

Рабочий парк думпкаров

$$N_д = N_л\,(n_м + n_п), \tag{528}$$

где $n_м$ — число моторных думпкаров в составе;
$n_п$ — число прицепных думпкаров в составе.

Инвентарный парк подвижного состава. По данным института Гипроруда, для электровозов инвентарный парк увеличивается против рабочего на 15%, а для думпкаров — на 8%.

§ 2. Автомобильный транспорт

Основными показателями, по которым производится оценка эффективности автомобильного транспорта в карьерах и сравнение его с другими видами карьерного транспорта, являются: производительность одного списочного автосамосвала в тоннах перевезенного груза и тонна-километрах выполненной работы, себестоимость транспортирования 1 *т* груза, себестоимость 1 *ткм* транспортной работы, себестоимость 1 *км* пробега, производительность трудящихся по транспортному цеху и в целом по карьеру.

Стоимость транспортирования 1 *т* груза $S_т$, 1 *ткм* транспортной работы $S_{ткм}$ и 1 *км* пробега $S_{км}$ определяется калькуляцией по элементам затрат за соответствующий период времени, а при исследованиях — по следующим расчетным формулам:

$$S_т = \frac{\frac{L_г}{\beta}\left(S_{пер} + \frac{S_{пс}}{vK_и}\right) + S_{пс}\frac{t_{пр}}{K_и}}{QK_з}, \quad руб/т; \tag{529}$$

$$S_{ткм} = \frac{\frac{L_г}{\beta}\left(S_{пер} + \frac{S_{пс}}{vK_и}\right) + S_{пс}\frac{t_{пр}}{K_и}}{L_г QK_з}, \quad руб/ткм; \tag{530}$$

$$S_{км} = \frac{1}{\beta}\left(S_{пер} + \frac{S_{пс}}{vK_и}\right) + \frac{S_{пс}t_{пр}}{L_г K_и}, \quad руб/км, \tag{531}$$

где $S_{пер}$ — переменные расходы, *руб/км*;
$S_{пс}$ — постоянные расходы, *руб/ч*.

Переменные расходы составляют для автосамосвалов грузоподъемностью 25—27 *т* около 45 коп., постоянные — 1,5—2 *руб/ч*.

Дополнительными показателями для оценки работы автомобильного транспорта на карьере являются:

коэффициенты технической готовности и использования автомобильного парка;

коэффициент использования грузоподъемности автосамосвалов;

коэффициент использования пробега;

коэффициенты использования времени смены и суток;

средние техническая и эксплуатационная скорости движения автосамосвалов;

средний пробег списочного автосамосвала в смену, сутки, год;

расход топлива и смазочных материалов одним автосамосвалом.

Коэффициенты технической готовности и использования автомобильного парка характеризуют степень использования автомобильного парка на полезной работе.

Коэффициент технической готовности на карьерах составляет 0,65—0,75, а коэффициент использования парка в машино-днях колеблется от 0,3 до 0,7. При хорошей организации работ эти коэффициенты могут быть повышены соответственно до 0,85—0,90 и до 0,75—0,8.

Коэффициент использования грузоподъемности автосамосвалов должен быть не менее 1 и не более 1,03—1,05.

Коэффициент использования пробега представляет собой отношение дальности транспортирования в грузовом направлении к общей протяженности рейса или применительно ко всему парку, т. е. отношение общего пробега с грузом к общему числу пройденных километров:

$$\beta = \frac{L_г}{L_г + L_п + L_0}, \qquad (532)$$

где $L_г$ — пробег с грузом, *км*;

$L_п$ — холостой пробег (без груза) при работе в карьере, *км*;

L_0 — нулевой пробег без груза от гаража до карьера и обратно, *км*.

Коэффициент использования пробега на карьерах составляет обычно 0,490—0,495, но при кольцевой откатке в случае, когда порожняковые съезды делаются более крутыми, чем грузовые, значение коэффициента может превышать 0,5—0,55.

Коэффициент использования сменного времени — отношение числа часов рабочего времени к продолжительности смены. Он характеризует организацию работы в карьере и в транспортном цехе и при хорошо организованной работе равен 0,85—0,90.

Коэффициент использования суточного времени — отношение рабочего времени суток к продолжительности суток — зависит помимо организации работ также от количества рабочих смен в сутки. При двусменной хорошо организованной работе он равен 0,50—0,52, при трехсменной — 0,76—0,67. Продолжительность рабочего времени автосамосвала в сутки определяется как число часов с момента выезда автомобиля из гаража до момента возвращения в гараж после работы, за исключением времени, предусмотренного для отдыха водителя, и должна составлять при двусменном режиме 12—12,5 *ч*, при трехсменном — 15,5—16 *ч*.

Средняя техническая скорость движения представляет собой отношение пробега автосамосвалов ко времени движения за определенный период работы.

Средняя эксплуатационная скорость движения представляет собой отношение пробега автосамосвалов к общему времени работы, включая время остановок и погрузочно-разгрузочных операций за определенный период (смена, сутки, год).

Соотношение между средними техническими и эксплуатационными скоростями колеблется в пределах 1,15—1,6, составляя в среднем 1,4. Чем ниже величина этого соотношения, тем лучше организация работ в карьере.

Средние технические и эксплуатационные скорости движения автосамосвалов (*км/ч*) составляют:

	БелАЗ-540	БелАЗ548	КРАЗ256
Средняя техническая скорость	20—22	20—22	24—26
Средняя эксплуатационная скорость	16—18	16—18	18—20

Средний пробег списочного автосамосвала в смену, в сутки или в год является одним из показателей, характеризующих использование автосамосвала на полезной работе в движении.

Пробег автосамосвалов на карьерах составляет в среднем в год одной списочной машины 40—50 тыс. *км*, в смену рабочим автосамосвалом — 80—110 *км*.

Расход топлива и смазочных материалов. Расход топлива пропорционален пробегу автосамосвала и зависит от качества дорог, времени года, величины подъемов траншей, технического состояния автомобиля и других факторов.

На дорогах с асфальтовыми покрытиями расход топлива на 8—10% меньше установленных норм, а на забойных и отвальных дорогах на 15—20% больше. В зимнее время расход топлива повышается на 10—15%.

Расход топлива обычно измеряют в литрах или килограммах на 100 *км* пробега, на 100 *ткм* транспортной работы, на 1 *т* перевезенного груза. Определение расхода топлива производится на основании норм и паспортных данных заводов, по практическим данным и расчетным путем.

Удельный расход топлива автосамосвалом на 1 *км* пробега

$$q=\frac{q_e}{270\eta\delta}\left[G\left(f\pm i\right)+W_в\right],\ л/км. \tag{533}$$

При скоростях движения до 20—25 *км/ч* силу сопротивления воздуха $W_в$ при расчетах обычно не учитывают.

Расход топлива автосамосвалом за один транспортный цикл при дальности откатки $L_г$, *км*

$$Q_L=\frac{q_e L_г Q}{270\eta\delta}\left(f\pm i_{ср}\right)\left(1+\frac{k_т}{\beta}\right), \tag{534}$$

где q_e — удельный расход топлива, *кг/л. с. ч*;

η — к. п. д. передачи;

δ — удельный вес дизельного топлива, принимаемый для приближенных расчетов 0,775;
G — вес автосамосвала, *т*;
f — коэффициент сопротивления движению;
i — уклон автодороги;
$W_в$ — сила сопротивления воздуха, *кГ*;
$L_г$ — дальность транспортирования, *км*;
Q — грузоподъемность автосамосвала, *т*;
$i_{ср}$ — средневзвешенный или средний уклон пути в течение всего рейса, %;
$k_т$ — коэффициент тары, равный отношению веса порожнего автосамосвала к его фактической грузоподъемности.

Внутригаражный расход топлива для технических нужд ориентировочно определяется в процентах от нормы на 100 *км* пробега:

на 1 машино-день	1,5
на регулировку при техническом осмотре	До 5
на обкатку после среднего ремонта	10
на обкатку после капитального ремонта	30

Нормами технологического проектирования Гипроруды предусматривается принимать в проектах следующие значения расхода топлива:

Для автосамосвалов грузоподъемностью, *т*	Расход топлива (*кг*) на 100 *км* пробега
10	60
25	120
27	135
45	220
65	250
Для тягачей с полуприцепами грузоподъемностью, *т*	
29	150
45	220
80	330
110	400

Пробег автомобильных шин. Расходы по эксплуатации шин составляют примерно 15—20% стоимости 1 *ткм* перевозок большегрузными автосамосвалами.

Наибольший пробег шин достигается при движении по мягким рыхлым породам и по асфальтовым дорогам, наименьший — по невыровненным площадкам в скальных абразивных породах.

Календарный режим работы карьерного автотранспорта

Сменное время автосамосвала, находящегося в эксплуатации, складывается из времени основной работы, вспомогательной работы,

затрат времени на подготовительно-заключительные операции и на простои по организационным и техническим причинам.

Основная работа включает операции движения с грузом и без груза, загрузку и разгрузку автосамосвала, маневрирование и ожидание. Основная работа при хорошей организации и 7-часовой смене составляет 70—80% сменного времени.

Вспомогательная работа включает холостой пробег из гаража в карьер и обратно, на что требуется 10—15 *мин*.

Подготовительно-заключительные операции включают заправку автосамосвалов горючим (15—25 *мин*), получение водителем путевого листа (5 *мин*), осмотр автомашины и сдачу ее сменщику (20—25 *мин*) и в течение смены занимают в сумме около 60 *мин*.

Фактические простои автосамосвалов в течение смены на карьерах составляют 25—30% сменного времени.

Отношение времени основной работы к сменному времени представляет собой коэффициент полезного использования сменного времени

$$K_{и}=\frac{T_{р}}{T}, \tag{535}$$

где $T_{р}$ — продолжительность основной работы в течение смены;

T — продолжительность смены.

Для расчетов коэффициент использования сменного времени можно принимать: при двусменной работе — 0,85—0,9; при трехсменной работе — 0,7—0,75.

Использование автосамосвала в течение суток зависит от сменности работы, продолжительности рабочей смены, коэффициента использования сменного времени и определяется коэффициентом полезного использования суточного времени

$$K_{сут}=\frac{n_{см}TK_{и}}{24}, \tag{536}$$

где $n_{см}$ — количество рабочих смен автосамосвала в сутки;

T — продолжительность рабочей смены, равная 7 *ч*;

$K_{и}$ — коэффициент полезного использования сменного времени.

При семичасовой рабочей смене коэффициенты использования суточного времени для расчетов можно принимать по табл. 57.

Таблица 57

Коэффициенты использования суточного времени

Количество рабочих смен автосамосвала в сутки	Продолжительность рабочего времени в сутки, *ч*	Коэффициент использования суточного времени
Одна	6,5	0,27
Две	12—12,5	0,50—0,52
Три	15,5—16,0	0,65—0,67

Распределение годового времени. Календарное годовое время одного списочного автосамосвала делится на время $D_{г.э}$, в течение которого машина готова к эксплуатации, и на время $D_р$ нахождения в ремонте и ожидания его. Время готовности к эксплуатации делится на время в работе $D_э$ и время в простоях $D_п$:

$$D_и = D_{г.э} + D_р; \tag{537}$$

$$D_и = D_э + D_р. \tag{538}$$

Использование годового времени учитывают по среднесуточному количеству автосамосвалов.

Коэффициент технической готовности парка представляет собой отношение числа автомобиле-дней нахождения подвижного состава в технически исправном состоянии $AD_{г.э}$ к общему числу дней пребывания их в хозяйстве:

$$\alpha_г = \frac{AD_{г.э}}{AD_и} = 1 - \frac{AD_р}{AD_и}. \tag{539}$$

Коэффициент использования парка представляет собой отношение числа автомобиле-дней нахождения подвижного состава в эксплуатации (в работе) $AD_э$ к общему числу автомобиле-дней в хозяйстве:

$$\alpha_п = \frac{AD_э}{AD_и} = 1 - \frac{AD_р - AD_п}{AD_и} \tag{540}$$

Между этими коэффициентами можно установить зависимость:

$$\alpha_п = \alpha_г - \frac{AD_п}{AD_и}. \tag{541}$$

Коэффициенты технической готовности и использования парка определяют величину списочного парка автосамосвалов: чем больше значение этих коэффициентов, тем меньше инвентарный парк автомобилей.

Коэффициент технической готовности парка на карьерах составляет 0,65—0,75; при хорошей ремонтной базе он должен быть не менее 0,85—0,9.

Коэффициент использования парка зависит от величины коэффициента технической готовности и количества дней простоев автосамосвала из-за непогоды, выходных дней, праздников и по организационным устранимым причинам (отсутствие запасных частей, резины, горючего и т. д.).

Все простои, включая время нахождения в ремонтах, занимают 35—60% общего календарного времени, а коэффициент использования парка на различных карьерах колеблется в широких пределах от 0,25 до 0,75. При хорошо организованной работе коэффициент использования парка в машино-днях составляет 0,7—0,8.

Учет времени работы автомобильного транспорта производят

в машино-днях, машино-сменах и машино-часах. Соответственно этому изменяется коэффициент использования парка.

При прерывной рабочей неделе и хорошо организованной работе коэффициенты использования парка можно принимать:

	Двусменная работа	Трехсменная работа
В сутках	0,77—0,80	0,72—0,74
В сменах	0,51—0,53	0,72—0 74
В часах	0,40—0,42	0,47—0,48

Выбор модели автосамосвала

Рациональная модель автомобиля-самосвала должна обеспечить наиболее производительную, экономическую и безопасную работу всего комплекса горно-транспортного оборудования в карьере и соответствовать требованиям технологии горных работ.

Комплексный учет всех основных факторов определяющих выбор рациональной модели автосамосвала, затруднителен. Поэтому, исходя из заданных условий, вначале определяют требуемые рациональные или оптимальные грузоподъемность или емкость кузова автосамосвала, а затем, анализируя организационно-технические факторы, окончательно выбирают его тип и модель.

Рациональные грузоподъемность и емкость кузова автосамосвала могут быть определены двумя способами; по рациональной величине отношения емкости кузова к емкости ковша принятой модели экскаватора с учетом объемного веса погружаемых пород и их разрыхления или более точно в виде оптимальных величин по минимуму расходов на погрузку и транспортирование.

Первый способ. Рациональное сочетание емкости кузова автосамосвала к емкости ковша экскаватора является важнейшим условием, обеспечивающим высокопроизводительное использование экскаваторов и автотранспорта при минимальной стоимости горно-транспортных работ. Как показывают практика и проведенные исследования, отношение емкости кузова автосамосвала к емкости ковша экскаватора должно быть не менее 4—5 и не более 10—12.

Число ковшей, необходимых для загрузки кузова автосамосвала, можно определить как отношение грузоподъемности и емкости кузова к весу и объему породы в ковше по формулам:

$$n'_к = \frac{Q}{q_п}; \tag{542}$$

$$n''_к = \frac{V_к}{V_п}, \tag{543}$$

где $n'_к$ и $n''_к$ — число ковшей экскаватора, необходимых для загрузки кузова соответственно по его грузоподъемности и по емкости кузова;

Q — грузоподъемность автосамосвала, $т$;

$V_к$ — емкость кузова, $м^3$.

Вес породы в ковше

$$q_{\text{п}} = q\,\frac{K_{\text{н}}}{K_{\text{р}}}\,\gamma,\ m, \tag{544}$$

где q — емкость ковша экскаватора, $м^3$;
$K_{\text{н}}$ — коэффициент наполнения ковша экскаватора;
$K_{\text{р}}$ — коэффициент разрыхления породы в ковше экскаватора;
γ — объемный вес породы, $т/м^3$.

Объем породы в ковше экскаватора

$$V_{\text{п}} = qK_{\text{н}}K_{\text{у}}, \tag{545}$$

где $K_{\text{у}}$ — коэффициент уплотнения, учитывающий уплотнение разрыхленной породы при погрузке ее в самосвал, равный отношению коэффициентов разрыхления породы в кузове автосамосвала $K_{\text{р}}^{\text{а}}$ и в ковше экскаватора $K_{\text{р}}^{\text{э}}$:

$$K_{\text{у}} = \frac{K_{\text{р}}^{\text{а}}}{K_{\text{р}}^{\text{э}}}. \tag{546}$$

Коэффициент уплотнения разрыхленной породы приблизительно равен: для легких пород и угля — 0,94, для скальных пород средней крепости — 0,87, для тяжелых скальных пород — 0,79.

При перевозке легких пород число ковшей, необходимых для полной загрузки кузова, ограничивается обычно его емкостью, а при перевозке тяжелых пород — грузоподъемностью.

Значение $n_{\text{к}}$, полученное расчетом по формулам, округляется до целого числа в меньшую сторону и служит для определения веса $Q_{\text{п}}$ и объема $V_{\text{п}}$ породы в кузове автосамосвала по формулам:

$$Q_{\text{п}} = n_{\text{к}}q_{\text{п}},\ m; \tag{547}$$

$$V_{\text{п}} = n_{\text{к}}V_{\text{п}}. \tag{548}$$

Зная вес и объем породы, загружаемой в кузов автосамосвала, можно определить коэффициенты использования грузоподъемности автосамосвала $K_{\text{з}}$ и емкости его кузова $K_{\text{е}}$ при принятой модели экскаватора:

$$K_{\text{з}} = \frac{Q_{\text{п}}}{Q}; \tag{549}$$

$$K_{\text{е}} = \frac{V_{\text{п}}}{V}. \tag{550}$$

Значения коэффициентов использования грузоподъемности и емкости кузова характеризуют сочетание моделей экскаватора и автосамосвала в зависимости от физико-механических свойств погружаемых пород и наряду со значением $n_{\text{к}}$ служат основанием для выбора модели автосамосвала. Чем выше коэффициенты использования грузоподъемности и емкости кузова автосамосвала, тем лучше он используется и тем выше его производительность.

Однако коэффициент использования грузоподъемности не должен быть больше 1,0 и в крайнем случае —1,02—1,05, так как перегрузка автосамосвала даже на несколько процентов резко повышает износ шин и ходовой части автомобиля.

Принимая несколько моделей автосамосвалов, определяют для заданного экскаватора значения $n_к$, $K_з$ и $K_е$ и выбирают ту модель автосамосвала, при которой число ковшей, загружающих кузов, находится в пределах (от 4—5 до 10—12) экономичности, а коэффициенты использования грузоподъемности кузова наибольшие.

Второй способ. Оптимальной грузоподъемностью автосамосвала Q и оптимальным числом ковшей, необходимых для загрузки автосамосвалов $n_к$, являются такие, при которых обеспечиваются наименьшие эксплуатационные расходы по экскавации и транспортированию. Для их определения необходимо нахождение минимума эксплуатационных расходов как функции $n_к$ и Q.

Исходя из этого условия рекомендуются следующие формулы для определения $n_к$ и Q.

Оптимальное число ковшей, необходимых для загрузки автосамосвала,

$$n_к = \sqrt{\frac{nK_в}{\delta K_г}\left(t_о K_э + \frac{L_г}{v} K_а + t_р K_а\right)}. \qquad (551)$$

Оптимальная грузоподъемность автосамосвала

$$Q = q\frac{K_н}{K_р^э}\gamma\sqrt{\frac{nK_в}{q\frac{K_н}{K_р^э}\gamma K_г}\left(t_о K_э + \frac{L_г}{v} K_а + t_р K_а\right)}, \ т, \qquad (552)$$

Определив оптимальные значения $n_к$ и Q, можно подобрать модель автосамосвала по емкости кузова, которая должна быть равна

$$V_к = n_к q K_н K_у, \ м^3. \qquad (553)$$

В формулах (551) и (552) обозначено:

n — число рабочих циклов экскаватора в час;

$K_в$ — коэффициент использования сменного времени экскаватора на работе;

γ — объемный вес пород, $т/м^3$;

$t_о$ — время обмена автосамосвала у экскаватора, $ч$;

$K_э$ — годовая стоимость содержания одного экскаватора, руб.;

$L_г$ — расстояние перевозки, $км$;

v — средняя техническая скорость движения автосамосвала, $км/ч$;

$K_а$ — годовые затраты на один автосамосвал, не зависящие от его грузоподъемности, руб.;

$t_р$ — время разгрузки и маневрирования одного автосамосвала, $ч$;

$K_г$ — годовые затраты на автосамосвал, пропорциональные его грузоподъемности и отнесенные на 1 $т$ грузоподъемности, руб.

Расчет продолжительности транспортного цикла

Техническая продолжительность транспортного цикла автосамосвала определяется суммой затрат времени на загрузку автосамосвала $t_з$, маневрирование при загрузке и разгрузке $t_м$, на ожидание загрузки и разгрузки $t_о$ и на движение с грузом и порожняком $t_д$

$$t_р = t_з + t_м + t_о + t_д. \tag{554}$$

Продолжительность загрузки в зависимости от грузоподъемности и емкости кузова автосамосвала, схемы работы экскаватора и характеристики породы определяется по формуле

$$t_э = t_ц n_к + t_{под}, \tag{555}$$

где $t_ц$ — продолжительность цикла экскаватора при погрузке горной массы в автосамосвал;

$n_к$ — число ковшей экскаватора, загружающих породой кузов автосамосвала;

$t_{под}$ — продолжительность подъезда автосамосвала от места ожидания к месту погрузки (обычно на расстоянии 10—15 *м*), составляющая 5—15 *сек*.

Нормы технологического проектирования горнорудных предприятий рекомендуют время загрузки автосамосвала определять по часовой производительности экскаватора.

Продолжительность разгрузки $t_{рг}$ определяется суммой затрат времени на подъезд автосамосвала задним ходом к месту разгрузки от места ожидания или места разворота $t_{под}$ (15—45 *сек*), на отъезд автосамосвала от места загрузки на расстояние 15—20 *м* $t_{от}$ (4—10 *сек*), на подъем $t_{пд}$ (15—60 *сек*) и опускание $t_{оп}$ (15—20 *сек*) кузова автосамосвала:

$$t_{рг} = t_{под} + t_{от} + t_{пд} + t_{оп}. \tag{556}$$

Продолжительность разгрузки самосвалов всех марок по нормам технологического проектирования принимается равной 1 *мин*.

Продолжительность маневрирования автосамосвала принимается по практическим данным или определяется по формуле

$$t_м = \left(\frac{L_1}{v_1} + \frac{L_2}{v_2} + \ldots + \frac{L_n}{v_n}\right) + t_{пер}(n-1), \tag{557}$$

где $L_1, L_2, \ldots, L_n$ — длины отрезков движения при маневрировании;

$v_1, v_2, \ldots, v_n$ — скорости движения (1-я скорость или задний ход), составляющие обычно 5—10 *км/ч*;

$t_{пер}$ — время на переключение передачи (6—10 *сек*);

n — количество перемен направления движения.

Продолжительность ожидания при загрузке принимается равной половине продолжительности загрузки $t_з$:

$$t_{ож} = 0{,}5t_з. \qquad (558)$$

Ожидание при разгрузке при правильном технологическом процессе не должно иметь места и поэтому обычно не принимается в расчет.

Ожидание автосамосвала при загрузке и разгрузке на практике обусловлено технологическими и организационными причинами.

В соответствии с нормами технологического проектирования института Гипроруда время на задержки и маневрирование принимается по табл. 58.

Таблица 58

Время на задержки и маневрирование

Операции	Время на задержки, *мин*		
	у автосамосвалов грузоподъемностью, *т*		у тягачей с полуприцепами
	10—27	40—65	
Маневры и ожидание на пунктах погрузки и разгрузки на рейс	2	3	3
Задержки в пути на перекрестках и прочие непредвиденные задержки на рейс	1	1	1
Итого на маневры, ожидание и задержки на рейс	3	4	4

Продолжительность движения автосамосвала

$$t_{дв} = \frac{3600L_г}{v\beta}, \text{ сек}, \qquad (559)$$

где $L_г$ — дальность транспортирования в грузовом направлении, *км*;

v — средняя техническая скорость движения автосамосвала, *км/ч*;

β — коэффициент использования пробега.

Расчет производительности автосамосвала

Производительность карьерных автосамосвалов измеряется в тоннах и тонна-километрах.

Измерение работы в тонна-километрах более полно отражает сущность процесса транспорта и является общепринятым для всех автохозяйств Советского Союза.

Так как производительность автосамосвалов, выраженная в тонна-километрах, не дает непосредственного представления о весе груза, перевезенного автосамосвалом, что неудобно для анализа его работы, особенно когда дальность перевозки в течение более или менее длительного периода остается постоянной или изменяется незначительно, производительность автосамосвалов в карьере обычно выражают в тоннах перевезенной горной массы.

Эксплуатационная производительность автосамосвала в час сменного времени учитывает полезное использование сменного времени автосамосвала, отражает влияние элементов забоя и общую организацию работ в карьере.

Эксплуатационная производительность автосамосвала в час сменного времени

$$П_а = \frac{60Q_п}{t_{тц}} K_и, \ т/ч, \tag{560}$$

где $t_{тц}$ — техническая продолжительность транспортного цикла, *мин*.

Годовая производительность автосамосвала:

$$П_т = \frac{QK_э K_и TnN\alpha}{\frac{L_г}{v\beta} + t_{пр}}, \ т; \tag{561}$$

$$П_{ткм} = П_т t_г, \ ткм, \tag{562}$$

где Q — грузоподъемность автосамосвала, $т$;
$K_э$ — коэффициент использования грузоподъемности;
$K_и$ — коэффициент использования сменного времени на работе;
T — продолжительность смены, *ч*;
n — число рабочих смен в сутки;
N — число рабочих дней в году;
α — коэффициент использования автомобильного парка, машино-дни;
$L_г$ — дальность транспортирования в грузовом направлении, *км*;
v — средняя техническая скорость движения, *км/ч*;
β — коэффициент использования пробега;
$t_{пр}$ — суммарная продолжительность простоев в течение транспортного цикла (загрузка, разгрузка, маневрирование, ожидание), *ч*.

Расчет числа автосамосвалов

Число автосамосвалов, необходимых для обслуживания экскаватора, определяется из условия его непрерывной работы по выражению

$$N_а = \frac{П_э}{П_а}, \tag{563}$$

где $П_э$ — производительность экскаватора, $т/ч$;
$П_а$ — производительность автосамосвала, $т/ч$.

Число автомашин, необходимых для перевозки заданного сменного объема горной массы по карьеру, определяем как сумму автосамосвалов, обслуживающих все экскаваторы,

$$\sum N_{\text{а}} = N_{\text{а}_1} + N_{\text{а}_2} + \ldots + N_{\text{а}_n}, \tag{564}$$

где n — количество одновременно работающих экскаваторов.

Число автосамосвалов в смену можно определить по выражению

$$N_{\text{а.с}} = \frac{П_{\text{к}}}{П_{\text{см}}} K_{\text{нер}}, \tag{565}$$

где $П_{\text{к}}$ — сменная производительность карьера, $т$;
$K_{\text{нер}}$ — коэффициент неравномерности работы карьера;
$П_{\text{см}}$ — сменная эксплуатационная производительность автосамосвала, $т$

Принятое число рабочих автосамосвалов должно соответствовать пропускной и приемной способности разгрузочных устройств:

$$\sum N_{\text{а}} \leqslant \frac{t_{\text{рт}}}{t_{\text{рг}}} N_{\text{рг}}; \tag{566}$$

$$\sum N_{\text{а}} \leqslant \frac{П_{\text{рг}}}{\sum П_{\text{а}}}, \tag{567}$$

где $t_{\text{рг}}$ — продолжительность разгрузки;
$N_{\text{рг}}$ — количество разгрузочных площадок;
$П_{\text{рг}}$ — приемная способность разгрузочных устройств.

Рабочий парк автосамосвалов, или число рабочих автосамосвалов в сутки, определяется как отношение числа потребных машино-смен в сутки к числу рабочих смен одного автосамосвала в сутки:

$$\sum N_{\text{раб}} = \frac{\sum N_{\text{а}} n_{\text{с}}^{\text{к}}}{n_{\text{с}}^{\text{а}}}, \tag{568}$$

где $n_{\text{с}}^{\text{к}}$ — число рабочих смен карьера;
$n_{\text{с}}^{\text{а}}$ — число рабочих смен автосамосвала.

Списочный парк автосамосвалов определяется с учетом автомашин, находящихся в ремонте, простоях, в резерве:

$$\sum N_{\text{спис}} = \frac{\sum N_{\text{раб}}}{\alpha_{\text{с}}} = \sum_{\text{раб}} \frac{AD_{\text{х}}}{AD_{\text{р}}}, \tag{569}$$

где $AD_{\text{х}}$ — число машино-дней в хозяйстве;
$AD_{\text{р}}$ — число машино-дней в работе;
$\alpha_{\text{с}}$ — коэффициент использования автопарка в сутки.

Расчет скоростей движения карьерных автосамосвалов

При расчетах скоростей движения карьерных автосамосвалов определяются: технические скорости движения груженых и порожних машин на отдельных характерных участках дорог; среднетехниче-

ские скорости движения груженых и порожних автосамосвалов на заданном маршруте; общая среднетехническая скорость (приведенная) движения автосамосвала на всем протяжении рейса; эксплуатационная скорость движения.

Скорости движения необходимо принимать максимально возможными по условию безопасности, так как они наивыгоднейшие для карьерных автомашин.

Расчет технических скоростей движения. Определение технических скоростей движения производится для отдельных элементарных участков карьерной автодороги, на которых скорости движения существенно различаются.

Максимальная техническая скорость движения автосамосвалов ограничивается:

1) на прямом горизонтальном участке, а также при небольших (до 4%) подъемах и спусках автодороги — силой тяги на ведущих колесах автосамосвала и безопасностью движения, исходя из того, что остановочный путь автомобиля при экстренном торможении должен быть меньше расстояния видимости или расстояния до идущей спереди машины;

2) на участках дорог с подъемом выше 4% — силой тяги;

3) на участках дорог (спусках) с уклоном более 3—4% — безопасностью движения.

На поворотах автомобильных дорог кроме этих условий необходимо учитывать опасность заноса автомобиля, а на переломах продольного профиля трассы — опасность толчка автомобиля (на вогнутом сопряжении) или опасность отрыва колес от дороги на сопряжении.

Максимальная техническая скорость движения автосамосвала в зависимости от силы тяги определяется по динамической характеристике или приближенно по формуле

$$v_{\text{р}} = \frac{270N}{G(f \pm i)}\eta, \tag{570}$$

где N — мощность двигателя, *л. с.*;

G — вес автосамосвала, *кг*;

f — коэффициент сопротивления движению;

i — продольный уклон пути;

η — к. п. д. передачи ($\eta = 0{,}7—0{,}8$).

Формула не учитывает силу сопротивления воздуха, а поэтому при больших скоростях движения (выше 15—20 *км/ч*) в результате расчета получаются завышенные значения скоростей движения.

Опытные данные показывают, что фактические скорости движения автосамосвалов на карьерах несколько меньше расчетных, определенных по динамическим характеристикам или формуле (570). Поэтому при расчете технических скоростей движения рекомендуется вводить коэффициент пропорциональности и значения скорости устанавливать по выражению

$$v = v_{\text{р}} K_{\text{с}}, \tag{571}$$

где $v_р$ — максимальная расчетная скорость движения, определенная по динамической характеристике;

$K_с$ — коэффициент пропорциональности ($K_с = 0{,}65 \div 1{,}0$).

Скорости движения, максимально возможные по силе тяги, не должны превышать безопасных скоростей.

Характерными участками карьерных автодорог, для которых необходимо определять предельные значения безопасных скоростей движения, являются: прямой участок дороги — горизонтальный, с подъемом и со спуском; поворот автодороги на горизонтальном участке и на спуске; переломы продольного профиля дороги.

При определении безопасных скоростей движения следует исходить из необходимости безопасного торможения (остановки автомобиля) по условию видимости, а при движении на повороте — из условия опасности заноса автомобиля.

Длина тормозного пути устанавливается опытным путем для данной скорости движения или определяется по формуле

$$S = \frac{v^2}{2g\,(\varphi_р + f \pm i)},\ м, \tag{572}$$

где $\varphi_р$ — расчетный коэффициент сцепления шин с дорогой;

f — коэффициент сопротивления движению;

i — уклон дороги;

$g = 9{,}81\ м/сек^2$.

Состояние поверхности дороги зависит от материала верхнего слоя покрытия и климатических условий, оно характеризуется коэффициентом сцепления колес автомобиля с дорогой φ.

Для расчетов значение φ рекомендуется принимать для щебеночных покрытий в летний период 0,42, в зимний — 0,25, в переходный — 0,2.

Безопасная скорость движения автосамосвала на кривой ограничивается также возможностью заноса автомобиля и определяется по формуле

$$v_к = \sqrt{gR\,(\varphi' \pm i_\beta)},\ м/сек, \tag{573}$$

где R — радиус поворота дороги, $м$;

i_β — уклон виража; принимается равным от 0 до 6%;

φ' — коэффициент бокового скольжения (сцепления) колеса с дорогой; обычно принимается равным 0,32.

В ночное время при освещении дорог фарами автомобилей средняя скорость движения снижается на 8—9%.

Средняя техническая скорость движения

$$v_{ср} = \frac{v_г + v_п}{2}, \tag{574}$$

где $v_г$ и $v_п$ — средние технические скорости движения груженого и порожнего автосамосвала.

Если расстояние откатки в грузовом и порожняковом направлении различно, то приведенная средняя техническая скорость

$$v_{\text{пр}} = \frac{v_{\text{п}} v_{\text{г}}}{v_{\text{г}} + \beta (v_{\text{п}} - v_{\text{г}})}. \qquad (575)$$

§ 3. Конвейерный транспорт

Конвейерный транспорт получил широкое распространение на открытых горных работах. За рубежом он используется для транспортирования угля, пород и руд различной крепости, а в СССР — для транспортирования рыхлых пород и угля. В последние годы в широких масштабах начали проводиться работы по созданию карьерных конвейеров для транспортирования скальных пород и руд и внедрению их на карьерах.

Возможность достижения весьма высокой производительности без организационных трудностей в эксплуатации, с которыми связано в этих случаях использование цикличного транспорта, возможность полной автоматизации работы, возможность транспортирования при больших углах наклона и лучшие технико-экономические показатели по сравнению с цикличным транспортом — все это обусловливает перспективность применения конвейеров для транспортирования полезного ископаемого и вскрышных пород различной крепости.

Условия применения конвейерного транспорта

Конвейерный транспорт в комплексе с многоковшовыми и одноковшовыми экскаваторами может применяться при транспортировании мягких, полускальных и скальных пород, угля и различных руд.

Наилучшие условия применения конвейерного транспорта обеспечиваются при работе его в комплексе с многоковшовыми роторными и цепными экскаваторами, так как при этом осуществляется принцип непрерывного действия во всех звеньях технологической цепи. Поэтому в Советском Союзе создаются комплексы машин непрерывного действия, включающие роторные экскаваторы, конвейеры, отвалообразователи и перегружатели.

Применение конвейерного транспорта позволяет иметь широкий диапазон производительностей комплексов. Так, институтом УкрНИИпроект предложен параметрический ряд комплексов машин непрерывного действия с теоретической производительностью от 160 до 11 200 $м^3/ч$, что позволяет полностью удовлетворить потребности горнодобывающей промышленности СССР.

Создание роторных экскаваторов с повышенным усилием резания и специальной конструкцией исполнительных органов позволит значительно расширить область применения конвейерного транспорта, поскольку при этом возможна эффективная разработка крепких углей и полускальных пород.

Применение конвейеров достаточно эффективно и в комплексе с одноковшовыми экскаваторами с погрузкой через передвижной бункер-питатель, при этом производительность экскаваторов повышается по сравнению с железнодорожным транспортом до 40% и с автомобильным — до 20%.

Необходимым условием применения конвейерного транспорта на карьерах, разрабатывающих крепкие руды и скальные породы, является предварительное дробление транспортируемого материала до необходимых кондиций перед погрузкой на конвейеры. По данным исследований ряда институтов установлено, что на современном этапе максимальный размер отдельных кусков в поперечнике не должен превышать 500 *мм*. В настоящее время в Советском Союзе ведутся работы по созданию карьерных погрузочных машин непрерывного действия. Использование таких машин связано с необходимостью повышения степени дробления горных пород взрывом. Разработка прогрессивных методов ведения буровзрывных работ и создание погрузочных машин непрерывного действия расширят область применения конвейерного транспорта.

Выбор и расчет основных параметров конвейеров

Ширина и скорость конвейерных лент. Для уменьшения капитальных затрат на конвейерный транспорт и улучшения технико-экономических показателей его применения при проектировании ленточных конвейеров целесообразно выбирать максимально допустимые значения скорости движения лент. Назначение более высоких скоростей дает возможность при заданной производительности уменьшить ширину конвейерных ставов. В результате этого снижаются вес и стоимость применяемых конвейерных установок.

Однако при повышении скорости движения ленты сокращается срок ее службы, увеличиваются динамические нагрузки на роликоопоры и конструкции ставов, быстрее изнашиваются детали, происходит более интенсивное рассыпание и распыление транспортируемого материала. Особую важность приобретает правильный выбор скорости движения лент для конвейеров, предназначающихся для транспортирования тяжелых скальных крупнокусковых материалов, так как в этом случае необходимо учитывать влияние более значительных динамических нагрузок, воздействующих на ленту, роликоопоры рабочей ветви и конструкции конвейеров.

На основании отечественного и зарубежного опыта проектирования и эксплуатации ленточных конвейеров, а также на основании рекомендаций ведущих специализированных научно-исследовательских институтов значения скоростей движения лент могут приниматься в соответствии с данными табл. 59.

Для обеспечения необходимой производительности ленточных конвейеров для транспортирования вскрышных пород и полезных

Таблица 59

Рекомендуемые скорости движения лент, *м/сек*

Транспортируемый материал	Скорость движения ленты при ширине ее, *мм*						
	500—650	800	1000	1200	1400	1600	2000—3000
Породы из сухого или влажного песка и мелкокусковой глины; песок	2,5	3,15	4,0	4,0	4,0	5,0	6,3
Уголь, гравий	2—2,5	2,5	3,15	3,15	3,15	4,0	5,0
Кусковая руда, дробленая до кусков менее 100 *мм*	1,6	2,0	2—2,5	2,5	2,5	3,15	3,15—4,0
То же, дробленая до кусков свыше 100 *мм*	—	1,6	1,6—2,0	2,0	2,0	2,5	3,15

ископаемых с учетом их физико-механических свойств и степени разрыхления ширину ленты следует принимать минимальной при рациональных значениях скорости движения и коэффициента лотковости конвейерных роликовых опор.

Аналитическое выражение ширины ленты может быть получено из формулы расчетной производительности горизонтального конвейера

$$Q = C\,(0{,}9B - 0{,}05)^2\,v,\ м^3/ч, \tag{576}$$

откуда ширина ленты

$$B = \frac{\sqrt{\frac{Q}{Cv}} + 0{,}05}{0{,}9},\ м, \tag{577}$$

где v — скорость движения ленты, *м/сек*;

C — коэффициент производительности, зависящий от формы и размеров роликоопор, физико-механических свойств транспортируемого материала, скорости движения ленты и пр.

Проведенные исследования работы ленточных конвейеров, имеющих трехроликовые опоры, позволили установить характер изменения значения коэффициента C при транспортировании мягких пород в зависимости от ширины ленты B и угла установки боковых роликов α при равной длине всех трех роликов.

При проектировании конвейеров для транспортирования мягких вскрышных пород и полезных ископаемых с использованием роликоопор с тремя равными по длине роликами значения коэффициента C можно принимать следующими:

Угол боковых роликов, *град*	20	25	30	35
Значение коэффициента C	550	600	630	655

Для создания ленточных конвейеров, обладающих минимальным весом, конструкции их роликоопор должны выбираться с оптимальными размерами и формой, обеспечивающими максимальную пропуск-

ную способность лотковой ленты. В этом случае значения коэффициента C должны приниматься в соответствии с данными табл. 60.

Таблица 60

Коэффициенты K и C

Коэффициент	Значения коэффициентов при угле наклона роликов α, *град*				
	20	25	30	35	45
лотковости K	0,885	0,843	0,803	0,760	0,675
производительности C	600	640	667	688	706

Значение K определяется по формуле

$$K=\frac{B-a}{B}, \tag{578}$$

где B — рабочая ширина ленты, *мм*;

a — длина среднего ролика, *мм*.

Выбор ширины ленты для конвейеров, предназначающихся для транспортирования твердых покрывающих пород и руд, разрыхляемых при разработке буровзрывным способом, должен производиться с учетом гранулометрического состава транспортируемого материала.

Ширина ленты B для транспортирования рядового материала определяется эмпирической зависимостью

$$B\geqslant 2a_{\max}+200, \text{ мм}; \tag{579}$$

для транспортирования сортированного материала

$$B\geqslant 3{,}3a_{\text{ср}}+200, \text{ мм}, \tag{580}$$

где $a_{\max}$ и $a_{\text{ср}}$ — соответственно наибольший и средний размеры кусков материала.

Получаемые по этим выражениям допустимые размеры кусков транспортируемого материала для ширины ленты до 1200 *мм* являются достаточно точными, а для более широких лент — несколько завышенными.

Институт УкрНИИпроект в своей работе по параметрическим рядам, типажу и унификации оборудования для карьеров рекомендует принимать указанные в табл. 61 наибольшие размеры кусков материала в зависимости от ширины ленты.

При выборе ширины ленты для наклонного конвейера следует принимать во внимание имеющее место снижение пропускной способности конвейера с увеличением угла его установки

$$Q_{\text{накл}}=K_{\text{н}}Q_{\text{гор}}, \tag{581}$$

где $K_{\text{н}}$ — коэффициент, зависящий от угла наклона конвейера.

Таблица 61

Наибольшие размеры кусков материала

Транспортируемый материал	Наибольшие размеры кусков материала при ширине ленты, *мм*						
	650	800	1000	1200	1400	1600	2000 и выше
Рядовой с содержанием до 15% кусков крупностью, *мм* . .	225	300	400	500	600	700	800
Сортированный с содержанием до 80% кусков крупностью, *мм*	130	170	220	300	330	380	450

Значение $K_н$ приводится ниже

Угол наклона конвейера, *град*	Значение $K_н$
До 10	1
12	0,98
14	0,96
16	0,94
18	0,92
20	0,90

Типажом ленточного конвейера предусматривается применение конвейеров со следующими значениями ширины и скорости движения лент:

для транспортирования мягких пород

B, *мм*	500	650	800	1000	1200	1400	1600	2000—3000
v, *м/сек*	1,6	1,6	2,0	2,5	3,15	4,0	5,0	5,0

для транспортирования скальных пород

B, *мм*	1200	1600
v, *м/сек*	2,0	2,0

Для расчета параметров конвейеров, оснащаемых гибкими роликоопорами гирляндового типа, для транспортирования мягких пород рекомендуется пользоваться зависимостью

$$Q = 545\,(0{,}9B - 0{,}05)^2\,v,\ м^3/ч. \qquad (582)$$

Выбор типа ленты. Выбор лент для конвейеров производится по наибольшему расчетному тяговому усилию T_{max}, возникающему в ленте при работе:

$$S_{разр} \geqslant nT_{max}, \qquad (583)$$

где $S_{разр}$ — разрывное усилие ленты, *кГ*;
n — коэффициент запаса прочности ленты.

Коэффициент запаса прочности учитывает потери прочности из-за неравномерного распределения нагрузки между прокладками, на стыках, при ударах в местах загрузки материала, из-за старения ленты, перегрузки в период пуска конвейера, напряжения от изгиба ленты при огибании барабанов и пр.

Обоснованных рекомендаций по раздельному учету всех перечисленных видов нагрузок ленты в настоящее время пока нет. При выборе ленты в расчет вводится общий коэффициент запаса прочности, значение которого нормировано и приведено ниже.

Число прокладок . . .	3	4—5	6—8	9—11	12—15
Коэффициент запаса прочности	9,0	9,5	10,0	10,5	11,0

Разрывное усилие лент с тканевыми прокладками зависит от числа и материала прокладок и ширины ленты:

$$S_{\text{разр}} = iBS_{\text{р}}, \tag{584}$$

где i — число тканевых прокладок ленты;

B — ширина ленты, *см*;

$S_{\text{р}}$ — предел прочности на разрыв одной прокладки ленты, *кГ/см*.

Число прокладок ленты

$$i \geqslant \frac{nT_{\max}}{BS_{\text{р.л}}}. \tag{585}$$

Разрывное усилие резино-тросовых и цельнотканых лент зависит от конструкции и ширины ленты:

$$S_{\text{разр}} = BS_{\text{р.л}}. \tag{586}$$

где $S_{\text{р. л}}$ — предел прочности на разрыв 1 *см* ширины ленты, *кГ/см*;

$$BS_{\text{р. л}} \geqslant nT_{\max} \quad \text{и} \quad B \geqslant \frac{nT_{\max}}{S_{\text{р.л}}}. \tag{587}$$

В проекте типажа конвейеров рекомендованы для применения ленты, характеристика которых приведена в табл. 62.

Запас прочности лент с тканевыми прокладками принят равным 10 и резино-тросовых — 7.

В настоящее время выпускаются и проектируются резино-тросовые ленты, характеристика которых приведена в табл. 63.

Длина и мощность конвейерного става. Закономерностью изменения общих затрат на применение ленточных конвейеров на карьерах установлено, что выбор рациональных длин конвейерных ставов для транспортирования мягких вскрышных пород и полезных ископаемых зависит от типа и ширины применяемых лент, рода транспортируемого материала, длины фронта работ. С увеличением длины ставов снижаются их весовые показатели и капитальные и эксплуатационные затраты на конвейеры. Это снижение вначале, до определенных длин ставов, происходит резко, а затем становится менее значительным.

Таблица 62

Характеристика лент

Показатели	Ширина ленты, мм									
	500	650	800	1000	1200	1400	1600	2000	2500	3000
Лента ОПБ—12										
Предел прочности 1 *см* ширины прокладки, *кГ*		115			—					
Лента из синтетического волокна										
Предел прочности 1 *см* ширины прокладки, *кГ*		—			300					
Лента резино-тросовая										
Разрывная прочность, *Т*				250	300	350	400	500 660	625 825	750 999

Таблица 63

Характеристика резино-тросовых лент

Показатели	РТЛ-1500	РТЛ-2500	РТЛ-3150	РТЛ-3500	РТЛ-4000	РТЛ-6000
Диаметр троса, *мм*	4,2	7,5	8,25	9,0	9,5	13,5
Разрывная прочность при *К* неодновременности, равном 0,85, *кГ/см*	1500	2500	3150	3500	4000	6000
Вес ленты, *кг/м*^{2}	30	39	43	46	—	—

Характер изменения указанных показателей дает возможность судить о величине рациональных длин конвейерных ставов. С учетом кратности их длине фронта работ и предельной прочности применяемых лент рекомендуются следующие длины ставов (табл. 64 и 65).

Данные табл. 64 и 65 свидетельствуют о широком диапазоне рациональных длин конвейерных ставов, что облегчает выбор рациональных размеров конвейеров с учетом критериев конструктивного, технологического и прочего характера.

Применение более прочных лент (см. табл. 64) позволяет существенно увеличить длину применяемых конвейерных ставов.

Таблица 64

Рекомендуемая длина ставов

Длина фронта работ, м	Ширина ленты, м	Рациональная длина ставов забойных и отвальных конвейеров, м			
		Для вскрышных пород $\gamma = 1{,}6$ т/м³		Для угля $\gamma = 0{,}9$ т/м³	
		Лента с анидными прокладками	Резино-тросовая лента	Ленты с анидными прокладками	Резино-тросовая лента
1000	0,8	500	1000	1000	1000
	1,2	500	1000	500—1000	1000
	1,6	500	1000	500—1000	500—1000
	2,0	330—500	500	500—1000	500—1000
	2,5	330—500	330—500	500—1000	500—1000
2000	0,8	500—660	1000—2000	660—1000	2000
	1,2	400—660	1000	660—1000	2000
	1,6	400—660	660—1000	660—1000	1000—2000
	2,0	400—660	400—660	660—1000	660—1000
	2,5	400—660	330—500	660—1000	660—1000
3000	0,8	500—750	1000—1500	750—1000	1500
	1,2	500—750	750—1500	750—1000	1500
	1,6	500—750	500—750	500—1000	1500
	2,0	500—750	500—750	500—1000	1500
	2,5	500	500	500—1000	750—1000

Таблица 65

Рациональная длина магистральных конвейеров

Тип лент	Ширина лент, м	Рациональная длина ставов, магистральных конвейеров м		
		Для вскрышных пород $\gamma = 1{,}6$ т/м³	Для угля $\gamma = 0{,}9$ т/м³	Для рыхлой руды $\gamma = 2{,}5$ т/м³
С анидными прокладками	1,0	750—900	800—1250	500—800
	1,2	700—850	750—1200	400—750
	1,6	600—800	750—1200	400—700
	2,0	600—750	700—1100	350—500
	2,5	500—700	600—1000	350—450
Резино-тросовые	1,0	800—2000	1100—2500	1000—1500
	1,2	800—1600	1000—2400	800—1250
	1,6	700—1250	800—2000	600—750
	2,0	500—1000	750—1700	350—600
	2,5	450—750	700—1400	300—500

Увеличение длины конвейерного става связано с созданием привода конвейера, обладающего повышенными тяговыми характеристиками. Для внутрикарьерных передвижных конвейеров желательно использование наиболее простого и удобного в эксплуатации однобарабанного привода. Применение двух- и трехбарабанных приводов утяжеляет конвейерные установки, усложняет их передвижку, увеличивает «мертвые зоны». Однако при применении мощных длинных конвейерных ставов приходится использовать многобарабанные приводы. В этих случаях максимальная длина конвейерного става должна определяться не только исходя из прочности ленты и тяговой способности привода, а также при обязательной проверке удельного давления ленты на приводных барабанах.

Исходя из прочности ленты, предельная длина конвейерного става

$$L_{max}=\frac{102\eta\,(N-0{,}126N-0{,}0028QH)}{v\,[(q_o-q_н)\,W\cos\beta+q_н\sin\beta]},\ м, \tag{588}$$

где η — к. п. д. привода конвейера;
N — предельная мощность привода, *квт*;
Q — производительность конвейера, *т/ч*;
H — высота переподъема горной массы при пересыпке с конвейера на конвейер, *м*;
v — скорость ленты, *м/сек*;
q_o — вес движущихся частей 1 *м* конвейера, *кг*;
$q_н$ — вес транспортируемого материала на 1 *м*, *кг*;
W — коэффициент сопротивления вращению роликов; можно принять $W = 0{,}035$;
β — угол наклона конвейера, *град*.

Предельная мощность привода конвейера

$$N=\frac{K_р B\,(e^{\mu\alpha}-1)\,v}{102\eta n e^{\mu\alpha}},\ квт, \tag{589}$$

где $K_р$ — разрывная прочность ленты, *кГ/см*;
B — ширина ленты, *см*;
$e^{\mu\alpha}$ — коэффициент тяговой способности привода;
n — коэффициент запаса прочности.

Для однобарабанного привода можно принять угол обхвата лентой барабана $\alpha = 230°$, для двухбарабанного — $230 \div 175°$.

Коэффициент трения ленты о барабан в случае применения резиновой футеровки $\mu = 0{,}3$. Коэффициент полезного действия привода для распространенной схемы последнего принимается $\eta = 0{,}876$.

Среднюю высоту переподъема породы при пересыпке с конвейера на конвейер можно принять $H = 3$ *м*.

Вес движущихся частей 1 *м* конвейера

$$q_o=2q_1+\frac{\sigma_в}{e_р}+\frac{\sigma_н}{e_х}, \tag{590}$$

где $e_р \approx 1$ *м* — расстояние между рабочими роликоопорами, *м*;
$e_х \approx 2 \div 3$ *м* — расстояние между холостыми роликоопорами, *м*.

Вес вращающихся частей может быть принят:
верхних роликоопор $\sigma_в = 13 \div 22{,}5\ B$, *кг*;
нижних » $\sigma_н = 8 \div 13{,}3\ B$, *кг*.

В соответствии с рекомендациями чл.-корр. АН СССР А. О. Спиваковского допустимое удельное давление ленты на приводных барабанах

$$P_{ср} = \frac{2(S_н - S_{сб})}{BD\alpha\mu}, \tag{591}$$

где $S_н$ и $S_{сб}$ — усилия соответственно в набегающей и сбегающей ветвях ленты, *кГ*;

D — диаметр приводного барабана, *см*.

По предварительным данным, для резиновой футеровки барабанов $P_{ср} = 1{,}4\ кг/см^2$.

Допустимая мощность привода с учетом допустимого удельного давления ленты на приводном барабане определяется следующими выражениями:

для однобарабанного привода

$$N = \frac{P_{ср} BD\alpha\mu}{2 \cdot 102\eta},\ квт, \tag{592}$$

для двухбарабанного привода

$$N = \frac{3}{4} \cdot \frac{P_{ср} BD\alpha\mu}{102\eta},\ квт. \tag{593}$$

Используя ранее приведенную формулу для длины конвейера и подставляя из последних двух выражений значения мощности привода, можно определить максимально допустимую длину конвейерного става с учетом допустимого давления ленты на приводные барабаны. При двухбарабанном приводе с резиновой футеровкой приводная мощность между приводными барабанами распределяется в соотношении 2 : 1, при трехбарабанном приводе мощность целесообразно распределить в соотношении 1,25 : 1 : 1.

Для определения установочной мощности необходимо расчетную мощность увеличить на коэффициент запаса $K_з = 1{,}15 \div 1{,}2$ и подобрать ближайшее каталожное значение мощности двигателя.

Удельный расход электроэнергии для забойных и отвальных конвейеров

$$\alpha = \frac{0{,}5N}{K_{ис}K_у K_з Q}[K_х(n+1) + nK_{ис}(1 - K_х)],\ квт \cdot ч/т \tag{594}$$

и для торцовых передаточных, магистральных и междуступных перегрузочных конвейеров

$$\alpha = \frac{N}{K_{ис}K_з K_у Q}[K_х - K_{ис}(1 - K_х)],\ квт \cdot ч/т, \tag{595}$$

где N — установленная мощность привода одного става, *квт*;

$K_{ис}$ — коэффициент использования конвейера по производительности;

$K_у = 1{,}16 \div 1{,}25$ — коэффициент, учитывающий снижение мощности конвейерной линии в сравнении с расчетной из-за уменьшения общего угла подъема местности по отношению к принятому в расчете каждого конвейера;

$K_з = 1{,}15 \div 1{,}2$ — коэффициент запаса мощности;

Q — часовая производительность, $т$;

$K_х = \frac{N_х}{N}$ — коэффициент холостого хода;

$N_х$ — мощность холостого хода, $квт$;

n — число последовательно установленных конвейерных ставов.

Вес конвейеров. Конструктивный вес ставов является одним из основных показателей, определяющих эффективность применения ленточных конвейеров для транспортировки различных материалов. От точности определения весовых данных в значительной мере зависит точность определения всех прочих технико-экономических показателей использования ленточного транспорта. Проведенные исследования при более полном учете факторов, влияющих на точность определения веса, с использованием имеющегося опыта проектирования конвейеров и при проведении необходимого объема дополнительных проектных проработок позволили разработать удобную методику, в которой для увеличения точности расчетов производится поузловая оценка изменения веса става в зависимости от изменения его конструкции, параметров и размера. При принятой конструкции конвейера и его отдельных узлов вес конвейерных ставов определяется их длиной, углом установки и производительностью. Вес отдельных узлов конвейера находится в зависимости от ширины ленты, установленной мощности и некоторых других параметров.

Вес става забойного или отвального конвейера без загрузочной или разгрузочной тележки

$$G = G_1 + G_2 + G_3 + G_4, \quad т, \tag{596}$$

где G_1 — вес приводной станции с ее ходовым устройством;

G_2 — вес концевой станции, состоящей из концевого и отклоняющего барабанов, вала с подшипниками и приемного желоба;

G_3 — вес средней части конвейера, вес конвейерных секций, располагающихся между приводной и концевой секциями, $т$;

G_4 — вес ленты, $т$.

В свою очередь,

$$G_1 = 19{,}68B + 0{,}0478N + 0{,}0915\frac{N}{v} + \sqrt{2{,}15\left(19{,}68B + 0{,}0478N + 0{,}0915\right)\frac{N}{v} - 4{,}81} = 4{,}81 \ т. \tag{597}$$

Вес приводной станции составлен суммой весов

$$G_{1.1}+G_{1.2}+G_{1.3}+G_{1.4}+G_{1.5}+G_{1.6}+G_{1.7}, \tag{598}$$

где $G_{1.1} = 8{,}42B - 1{,}21$, m — вес приводной станции и разгрузочной воронки;

$G_{1.2} = 7{,}93B - 4{,}03$, m — вес роликоопор и барабанов, установленных в узле приводной станции;

$G_{1.3} = 3{,}33B + 1{,}87$, m — вес конструкции натяжного устройства;

$G_{1.4} = 0{,}0088N + 3{,}12$, m — вес электрооборудования с двигателями;

$G_{1.5} = 0{,}039N - 4{,}56$, m — вес редуктора, соединительных муфт и промежуточного вала;

$G_{1.6} = 0{,}0915\,\frac{N}{v}$ — вес груза натяжного устройства;

$G_{1.7} = \sqrt{2{,}15\,(19{,}68B + 0{,}0478N + \ldots \rightarrow}$
$\ldots \rightarrow$
$\ldots \rightarrow + 0{,}0915\,\frac{N}{v} - 4{,}81$ — вес ходовых частей (рельсо-балочного типа).

Здесь B — ширина ленты, *м*; N — установленная мощность, *квт*.

Вес средней части

$$G_3 = G_{3.1}+G_{3.2}+G_{3.3}+G_{3.4}, \tag{599}$$

где $G_{3.1} = q_м L$ — вес металлоконструкций секций;

$G_{3.2} = q_р L$ — вес роликоопор средней части;

$G_{3.3} = q_б L$ — вес брусков;

$G_{3.4} = 0{,}1025L$ — вес рельсов;

$q_м = 0{,}0105B + 0{,}061$, m;

$q_р = 0{,}09B^{1{,}15}$, m;

$q_б = 0{,}016B + 0{,}017$, m.

Отсюда

$$G_3 = (0{,}09B^{1{,}15} + 0{,}0265B + 1{,}103). \tag{600}$$

Вес ленты конвейера

$$G_4 = 2{,}1 q_л L, \ m. \tag{601}$$

При учете данных по весам лент:

для лент с прокладками ОПБ-5 и ОПБ-12

$$q_л = \frac{(2{,}1i + 8{,}84)\,B}{1000}, \ m/м;$$

для лент с анидными прокладками

$$q_л = \frac{(1{,}9i + 8{,}84)\,B}{1000}, \ m/м;$$

для резино-тросовых лент с тросами диаметром 4,2 и 5,1 *мм*

$$q_л = \frac{q_к Z_к + 22B}{1000},\ т/м,$$

где $q_к$ — вес 1 метра троса, *кг*;

$Z_к = \frac{B - 0{,}04}{0{,}009}$ — число тросов в ленте;

Вес сбрасывающей тележки отвального конвейера

$$G_т = 13{,}5B - 3{,}5,\ т. \qquad (602)$$

Торцовые конвейеры снабжаются рельсовой ходовой частью для их продольного перемещения. Шаг расстановки ходовых колес по длине этих конвейеров принимается для конвейеров с лентой шириной $B \leqslant 1{,}2$ *м* — 7 *м* и $B > 1{,}2$ — 5 *м*.

Вес пары колес с осью в средней части конвейера 350 *кг*, и на приводной станции — 1050 *кг*, вес ходовой части концевой станции 2300 *кг*, давление на пару колес приводной станции 12 *Т*. Вес металлоконструкций секции $q_м = 0{,}01B + 0{,}09$; вес остальных узлов торцового конвейера определяется зависимостями, указанными для забойных и отвальных конвейеров.

Магистральные конвейеры в сравнении с забойными имеют облегченную конструкцию, т. е. без ходовых частей и продольных рельсов. Вес приводных станций этих конвейеров примерно на 50% легче, чем забойных, вес металлоконструкций $q_м = 0{,}0175B + 0{,}0145$, вес остальных узлов находится так же, как и для забойных конвейеров.

Вес наклонных конвейеров, которые располагаются на наклонных бермах торцовых уступов, может быть определен как вес магистральных конвейеров, умноженный на коэффициент $K = 0{,}027\beta + 1$, *т*, характеризующий увеличение веса наклонного конвейерного става в сравнении с весом горизонтальных магистральных конвейеров.

Глава XI

Проектирование и организация отвальных работ на карьерах

§ 1. Значение отвального хозяйства и факторы, влияющие на выбор местоположения отвалов

От правильного выбора способов отвалообразования, вида механизации и параметров отвальных тупиков зависят технико-экономические показатели отвальных работ.

В настоящее время на угольных карьерах Советского Союза расходы на отвалообразование составляют 12—25% себестоимости 1 $м^3$ вскрыши.

Отвалы должны располагаться в удобном для работы месте (по возможности ближе к забою), иметь транспортные коммуникации без крутых подъемов и спусков, обладать необходимой приемной способностью, обеспечивать полную безопасность находящихся на отвалах людей не мешать работе оборудования, не препятствовать развитию горных работ и располагаться на площадях, где нет полезных ископаемых, подлежащих в будущем открытой разработке, и, по возможности, на участках, мало пригодных для сельского хозяйства.

При выборе способа отвалообразования необходимо учитывать: топографические, горногеологические условия, объемы вскрышных пород и их физико-механические свойства, организационно-технические, экономические и климатические факторы.

Механизация отвальных работ органически связана с видом транспорта и механизацией выемки в карьере.

На карьерах, расположенных в сложных топографических условиях, где вскрышные породы представлены, как правило, скальными разностями, обычно применяется автомобильный транспорт и бульдозерное отвалообразование, реже (при большом объеме вскрышных пород) — железнодорожный транспорт и отвалообразование плужное и одноковшовыми экскаваторами.

Крепость пород, залегание полезного ископаемого, мощность вскрыши и полезного ископаемого имеют очень большое значение при выборе способа отвалообразования.

При разработке мягких пород применяют конвейерное и гидравлическое отвалообразование, а также складирование пород с помощью экскаваторов: многоковшовых (абзетцеров) и одноковшовых (драглайнов).

Схемы комплексной механизации вскрышных и отвальных работ зависят от горногеологических, топографических и климатических факторов. Режим горных работ и производственная мощность карьера по горной массе обусловливают выбор транспортного и отвального оборудования.

При выборе типов и моделей оборудования должны учитываться размеры карьера, его мощность и срок существования, характер подготовки пород к выемке, сезонность или круглогодичность работы механизмов и т. д.

Суровые климатические условия существенно усложняют применение конвейерного, абзетцерного и гидравлического отвалообразования.

Технико-экономические показатели отвальных работ также во многом зависят от размеров капитальных затрат на строительство и средства механизации отвалов, от энергоемкости и эксплуатационных качеств применяемого оборудования.

Во всех случаях следует стремиться к уменьшению объемов специальных отвальных работ, расстояния транспортирования пород и избегать переподъема, что всегда увеличивает себестоимость отвалообразования.

При соответствующих горногеологических условиях отвалы могут быть расположены в выработанном пространстве (внутренние отвалы) или за его пределами (внешние отвалы).

Технико-экономические показатели различных способов отвалообразования приведены в табл. 66.

Таблица 66

Технико-экономические показатели различных способов отвалообразования (по данным практики)

Способ отвалообразования	Средняя высота отвального тупика, *м*	Средняя производительность труда одного рабочего на отвале, *м³/сутки*	Приемная способность отвального тупика, *м³/сутки*	Стоимость укладки в отвал 1 *м³*, коп.
Отвальными плугами	10—30	80—200	2 000—3 000	3—6
Одноковшовыми экскаваторами	15—50	150—250	4 000—6 000	4—9
Отвальными многоковшовыми экскаваторами	20—60	200—800	15 000—100 000	3—6
Бульдозерами при автомобильном транспорте	До 60	300—500	3 000—6 000	2—3
Гидроотвалообразование при железнодорожном транспорте	15—30	500—800	5 000—7 000	1—3
Бульдозерами при железнодорожном транспорте . . .	До 60	600—900	5 000—9 000	2—3

Общая емкость отвалов устанавливается на весь срок эксплуатации карьера. При выборе места расположения отвалов во всех случаях предпочтение следует отдавать внутренним отвалам, при которых расстояние транспортирования пород обычно короче, чем на внешних отвалах, выработанное пространство в этом случае заполняется породой, что способствует быстрейшему восстановлению поверхности.

Поэтому при разработке полезных ископаемых, имеющих горизонтальное или пологое залегание (до 8—12°) и отрабатываемых на всю мощность, отвалы, как правило, располагают в выработанном пространстве, а также на участках завершенных открытых горных работ.

При открытой разработке мощных месторождений с наклонным и крутым залеганием полезных ископаемых с постепенным развитием горных работ в глубину, а также при разработке карьеров нагорного типа обычно применяют внешние отвалы.

§ 2. Возведение первоначальных насыпей

Способы возведения первоначальных насыпей при строительстве отвалов можно разделить на две группы:

Группа А. Возведение первоначальных насыпей на равнинной местности, когда породы для образования их доставляются из карьера различными видами карьерного транспорта за счет пород от проведения траншей или разработки вскрышных уступов (рис. 176).

Группа В. Возведение отвальных насыпей за счет использования пород «резерва» (рис. 177). В этом случае целесообразно использовать разность в отметках рельефа местности.

Классификации схем возведения насыпей приведены в табл. 67 и 68.

Таблица 67

Классификация технологических схем возведения, первоначальных насыпей из пород «резерва»

Применяемое отвальное оборудование при строительстве насыпи	Породы и рельеф местности	Индекс схемы
Экскаваторы-мехлопаты. Проектная высота насыпи достигается, в зависимости от параметров машин, за один и более приемов	Рыхлые и скальные на равнинной местности	$В_1$-М
Экскаваторы-драглайны:		
экскаватор отсыпает насыпь только на одном борту резерва	Рыхлые и скальные на равнинной местности	$В_2$-Д
экскаватор отсыпает насыпь на обоих бортах резерва		
Колесные и гусеничные бульдозеры	Рыхлые и мягкие в гористой местности	$В_3$-Б
Экскаваторы-мехлопаты или бульдозеры	То же	$В_4$-МБ
Экскаваторы-мехлопаты	Рыхлые и мягкие в гористой местности	$В_5$-М

Таблица 68

Классификация технологических схем возведения первоначальных насыпей из привозных пород

Применяемое отвальное оборудование при строительстве насыпи	Транспорт к месту создания насыпи	Породы и рельеф местности	Индекс схемы
Экскаваторы-мехлопаты. Проектная высота насыпи достигается за два и более приема	Железнодорожный	Рыхлые, полускальные на равнинной местности	$А_1$-М-Ж
Экскаваторы-драглайны. Проектная высота насыпи достигается за один прием	То же	Рыхлые, полускальные на равнинной местности	$А_2$-Д-Ж
Отвальные плуги. Проектная высота достигается многократным подъемом пути.	»	Рыхлые, скальные, полускальные на равнинной местности	$А_3$-П-Ж
Отвальные многоковшовые экскаваторы (абзетцеры). Проектная высота насыпи, как правило, достигается за один прием	»	Рыхлые, полускальные, мягкие и мелкокусковатые на равнинной местности	$А_1$-$А_{63}$-Ж
Отвалообразователи на гусеничном или шагающем ходу. Насыпь создается за один-два приема	Конвейерный	Рыхлые, полускальные, скальные на равнинной местности	$А_5$-К-К
Бульдозеры на гусеничном и колесном ходу. Послойный метод строительства	Автомобильный	Рыхлые, скальные, полускальные на равнинной местности	$А_6$-Б-А
Скреперы на гусеничном и колесном ходу. Проектная высота насыпи достигается постепенным ее наращиванием	Колесные и тракторные скреперы	Рыхлые, мягкие на равнинной местности	$А_7$-С-С

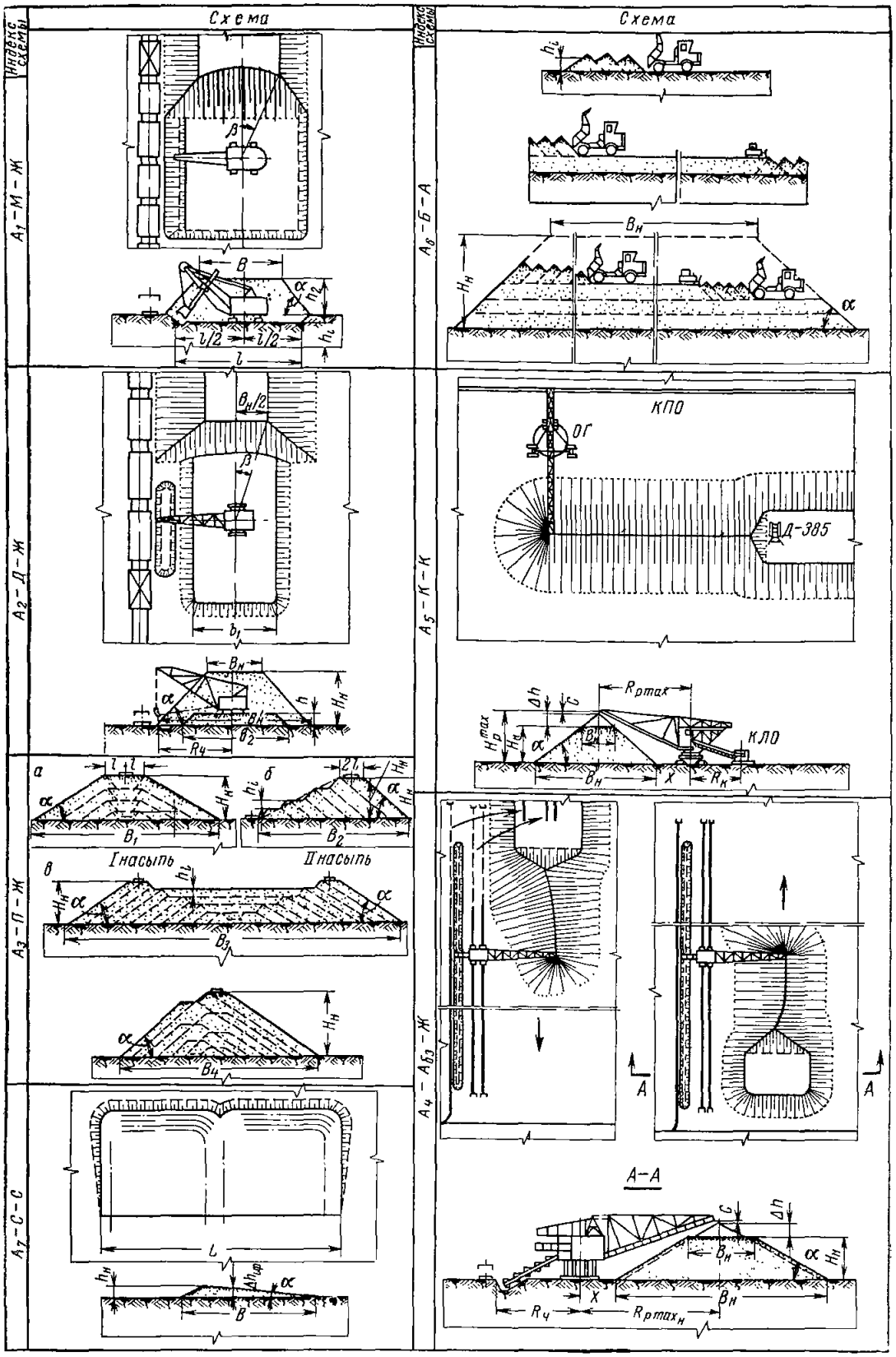


Рис. 176. Схемы возведения первоначальных насыпей из привозных пород

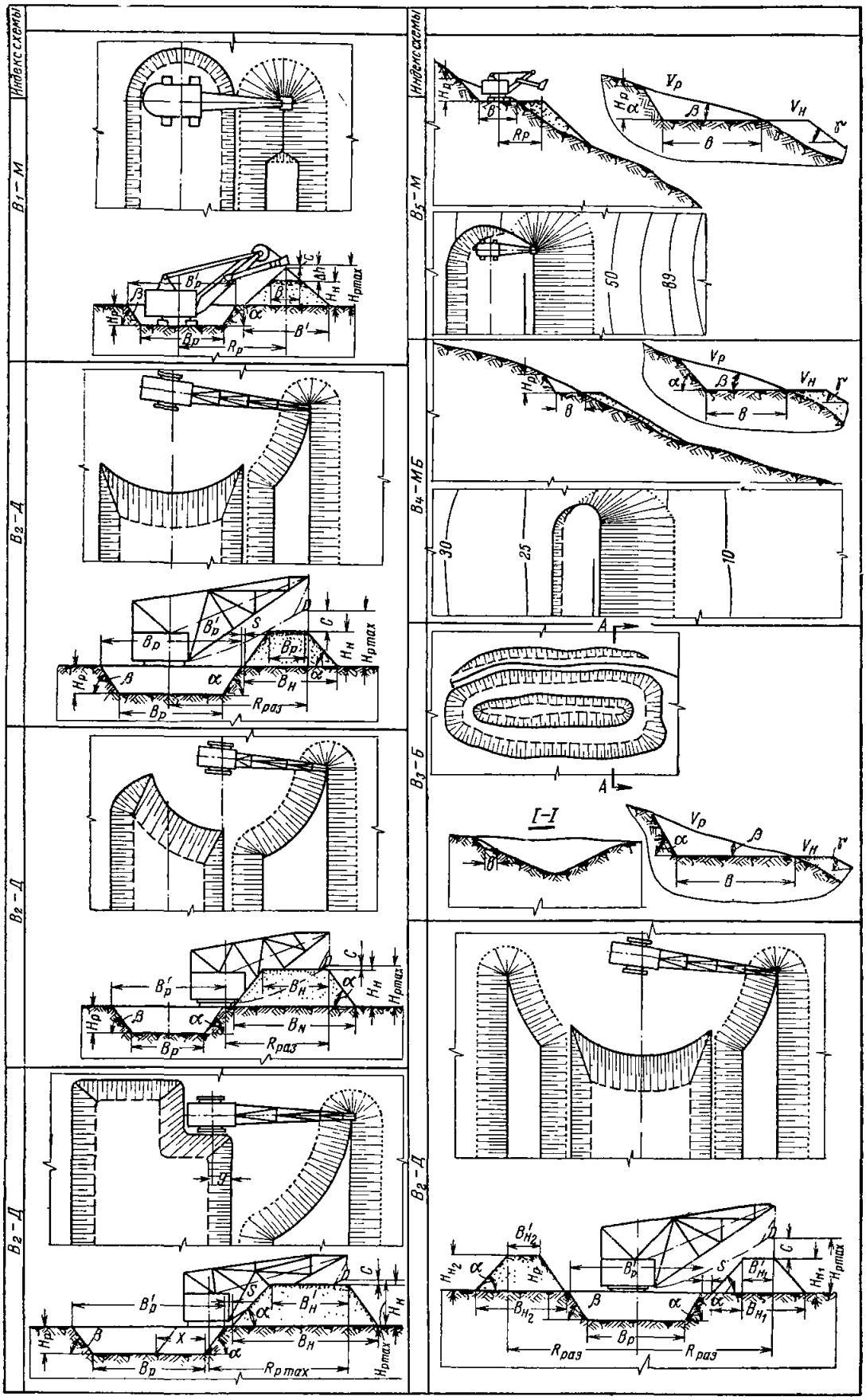


Рис. 177. Схемы возведения первоначальных насыпей за счет использования пород «резерва»

§ 3. Методы определения параметров отвальных тупиков

Для определения параметров отвалов и отвальных тупиков пользуются расчетными формулами.

Если отвальное хозяйство расположено на равнинной местности, площадь отвала определяют по формулам:

при одноярусном отвале

$$S_1 = \frac{W_{\text{п}} K_{\text{р}}}{h_1}, \ м^2; \tag{603}$$

при двухъярусном отвале

$$S_2 = \frac{W_{\text{п}} K_{\text{р}}}{h_1 + h_2 \eta}, \ м^2, \tag{604}$$

где $W_{\text{п}}$ — общий объем вскрышных пород, удаляемых на отвалы при разработке месторождения, $м^3$;

$K_{\text{р}}$ — коэффициент разрыхления пород в отвале (1,15—1,40);

h_1 — высота первого яруса отвала, $м$;

h_2 — высота второго яруса отвала, $м$;

η — коэффициент, учитывающий заполнение площади вторым ярусом (0,4—0,8).

Минимальное расстояние от станции Породная до начала отвальных тупиков в зависимости от руководящего подъема

$$L_{\text{с}} = \frac{h_1}{i}, \ м, \tag{605}$$

где i — руководящий подъем железнодорожных путей (0,020 — при паровой тяге, 0,035 — при электротяге).

Приемная способность отвального тупика между передвижками железнодорожных путей

$$V_1 = \frac{L_{\text{т}} h_1 a}{K_{\text{р}}}, \ м^3, \tag{606}$$

где $L_{\text{т}}$ — полезная длина отвального тупика, $м$;

h_1 — высота отвала, $м$;

a — шаг передвижки рельсовых путей, $м$.

Количество составов, которые могут быть разгружены на отвале между передвижками путей,

$$N_{\text{о}} = \frac{V_1}{Q_{\text{с}}} = \frac{L_{\text{т}} h_1 a}{Q_{\text{с}} K_{\text{р}}}, \ м^3, \tag{607}$$

где $Q_{\text{с}}$ — емкость породного состава, $м^3$.

Количество разгружаемых составов на отвальном тупике в смену

$$N_{\text{с}} = \frac{T \eta_2}{T_1 + T_2}, \tag{608}$$

где T — продолжительность смены, *мин*;

η_2 — коэффициент, учитывающий время на планировку отвального тупика (0,6—0,8);

T_1 — время разгрузки одного состава, *мин*;

T_2 — время обмена состава, *мин*.

Количество смен работы отвального тупика между двумя передвижками пути

$$K_c = \frac{N_o}{N_c} = \frac{L_т h_1 a\,(T_1 + T_2)}{Q_c K_р T \eta_2}, \tag{609}$$

при плужном отвалообразовании K_c обычно равно 3—8 сменам.

Длина отвального тупика при плужном отвалообразовании

$$L_т = \frac{K_c Q_c K_р T \eta_2}{h_1 a\,(T_1 + T_2)}, \quad м. \tag{610}$$

Необходимая длина отвальных тупиков, находящихся в работе,

$$L_р = \frac{W_c}{V_o} = \frac{W_c}{a h_1}, \quad м, \tag{611}$$

где W_c — количество породы, подлежащее размещению в отвале, *м³/смену*;

V_o — приемная способность 1 *м* отвала, *м²*.

Количество рабочих отвальных тупиков

$$n_р = \frac{L_р}{L_т} = \frac{W_c}{K_c Q_c T \eta_2}. \tag{612}$$

Общее количество отвальных тупиков, находящихся в работе и передвижке,

$$n_o = n_р \left(1 + \frac{K_п}{K_c}\right), \text{ или } n_o = K n_р, \tag{613}$$

где $K_п$ — время, затрачиваемое на планировку и передвижку рельсового пути на отвальном тупике, смен;

K_c — время по приемке породы на отвальном тупике между двумя передвижками, смен.

По практическим данным, величина

$$K = \left(1 + \frac{K_п}{K_c}\right) = 1{,}25 - 1{,}7. \tag{614}$$

Общая длина фронта отвальных работ

$$L_o = \frac{W_c \left(1 + \frac{K_п}{K_c}\right) K_р}{h_1 a}, \quad м. \tag{615}$$

При экскаваторном отвалообразовании рациональная емкость ковша экскаватора на отвале

$$E = \frac{n_в q f K_р}{60 n_ч K_н K_в \left(\frac{2L}{v} + \tau + n_в t_р\right)}, \quad м^3, \tag{616}$$

где $n_в$ — число думпкаров в составе;

q — емкость думпкара (в целике), *м³*;

f — коэффициент неравномерности подачи составов (0,85—0,90);
$K_р$ — коэффициент разрыхления породы;
$n_ч$ — число черпаний в минуту;
$K_н$ — коэффициент наполнения ковша;
$K_в$ — коэффициент использования смены;
L — расстояние от обменного пункта до места разгрузки, *км*;
v — средняя скорость движения составов по отвальным путям (7—10 *км/ч*);
τ — время, необходимое на связь при обмене составов (в среднем 0,05 *ч*);
$t_р$ — время на разгрузку одного состава, *ч*.

Приемная способность отвального тупика

$$V_о = N_с n q, \ м^3/\text{смену}. \tag{617}$$

Необходимое число отвальных тупиков

$$n_о = \frac{П}{W''_с}\left(1 + \frac{t_{пер}}{B_п}\right) f_{рез}, \tag{618}$$

где $П$ — необходимая сменная приемная способность отвала, $м^3$;
$t_{пер}$ — время, необходимое на переукладку рельсового пути одного тупика, смен;
$f_{рез}$ — коэффициент, учитывающий резервные тупики;
$W''_с$ — объем вскрышных пород, укладываемых в тупик;
$B_п$ — время между передвижками пути на отвале.

§ 4. Плужное отвалообразование

Основными операциями плужного отвалообразования являются последовательная разгрузка породных поездов по фронту отвального тупика, профилирование отвала и передвижка железнодорожных путей в новое положение.

Число профилирований между двумя передвижками отвального тупика зависит от характера породы, высоты отвала и составляет в среднем от 6 до 8.

Основными механизмами при плужном отвалообразовании являются отвальные плуги и путепередвигатели.

Отвальные плуги бывают: с *вогнутыми лемехами* для планирования мягких пород; *с плоскими лемехами* для планирования крепких пород; *многолемешные*, с помощью которых можно планировать бровки отвальных тупиков при движении вперед и назад. Такие плуги имеют четыре главных крыла (по два с каждой стороны), применяются для планировки мягких пород.

Отвальный плуг характеризуется производительностью в единицу времени ($м^3/ч$) и вылетом главного крыла, который определяет величину отброса породы от оси рельсового пути.

Путепередвигатели. Для передвижки рельсовых путей на плужных отвалах могут применяться путепередвигатели прерывного и непрерывного действия. Путепередвигатели непрерывного действия

применяют в настоящее время только на отвалах мягких пород, прерывного действия — на отвалах пород любой крепости.

В практике работы карьеров Советского Союза наибольшее применение получили путепередвигатели прерывного (цикличного) действия.

Путепередвигатели прерывного действия просты по конструкции и в обслуживании. На карьерах применяют несколько типов путепередвигателей: ПУ-25, ПУ-26, ПП-3 и др.

Производительность путепередвигателя цикличного действия

$$A_{\text{м}} = \frac{60 T m L \eta}{t b}, \ м, \tag{619}$$

где T — время смены, *мин*;

m — шаг передвижки за один ход, *м*;

L — расстояние между точками установки машины, 9—15 *м*;

η — коэффициент использования времени смены на передвижку железнодорожных путей (0,60—0,75);

t — продолжительность полного цикла передвижки, включая переезды машины от одной точки к другой, *мин* (обычно 4—6 *мин*);

b — расстояние передвижки пути в поперечном направлении, *м*.

Размеры тупиков плужных отвалов оказывают большое влияние на экономические показатели отвальных работ. На железорудных карьерах Урала высота тупиков в среднем составляет 10—15 *м*, длина тупиков — 250—700 *м*, шаг передвижки путей — 1,5—3,0 *м*. Производительность труда рабочего на плужном отвале составляет 80—200 $м^3$ в смену.

Применение плужного способа отвалообразования целесообразно при незначительных объемах складируемых пород или при большой разбросанности отвальных тупиков.

§ 5. Экскаваторное отвалообразование

Экскаватор располагается на подуступе на 4—7 *м* ниже отвальных железнодорожных путей, по которым подаются груженные породой составы (рис. 178).

Порода разгружается из думпкаров на площадку подуступа, откуда экскаватором перелопачивается вперед, назад, в сторону и вверх. Приемная площадка подуступа представляет собой своеобразный бункер и имеет длину по фронту разгрузки, равную 20—24 *м* (1,5—2 длины думпкара). Вместимость площадки бункера составляет 200—250 $м^3$, т. е. соответствует емкости породного состава.

Отметка пониженной части площадки бункера устраивается на 0,8—1,0 *м* ниже горизонта установки экскаватора, что увеличивает ее вместимость и предохраняет ходовую часть экскаватора от ударов кусков породы при разгрузке думпкаров. Отсыпка отвала по фронту производится нормальными заходками. Порода укладывается на уровне головки рельсов; при необходимости, если отвал должен

иметь повышение, порода укладывается с повышением в сторону бровки.

Емкость бункера $Q_б$ зависит от длины фронта разгрузки, уровня установки экскаватора и определяется по формуле

$$Q_б = \frac{L_р (L' + L'') (h_2 + h_1) \operatorname{ctg} \beta}{2K_р}, \ м^3, \qquad (620)$$

где $L_р$ — фронт разгрузки, *м*;

L' — ширина полосы породы, разгружаемой на уровне горизонта разгрузки, *м*;

L'' — то же, на уровне горизонта установки экскаватора, *м*;

h_1 — глубина приямка, *м*;

h_2 — горизонт установки экскаватора, *м*;

$\beta = 40 \div 60°$ — угол откоса свеженасыпной породы в приямок;

$K_р$ — коэффициент разрыхления породы.

При совмещении процесса разгрузки породного состава с работой экскаватора потребная емкость бункера значительно меньше и может быть определена по формуле

$$Q_б = Q_с - П_э n t_р, \ м^3, \qquad (621)$$

где $Q_с$ — емкость состава, $м^3$;

$П_э$ — производительность экскаватора, $м^3/мин$;

n — число думпкаров в составе;

$t_р$ — продолжительность разгрузки думпкара, *мин*.

Перекладка железнодорожных путей при экскаваторном отвалообразовании, как правило, производится с помощью железнодорожных кранов. В некоторых случаях для этой цели применяют экскаваторы, бульдозеры и другие механизмы.

Элементы расчета параметров отвальных тупиков. Основными параметрами отвальных тупиков являются: высота отвала, шаг переукладки путей и длина отвального тупика или фронта разгрузки.

Высота отвала. С увеличением высоты отвала при всех способах отвалообразования и механизации отвальных работ производительность труда рабочего по отвалу возрастает, а стоимость укладки пород в отвал уменьшается.

Изменение производительности труда характеризуется данными табл. 69.

Таблица 69

Зависимость производительности труда рабочего на отвале от высоты отвала и способа механизации

Способ отвалообразования	Производительность труда рабочего ($м^3$) при высоте отвала, *м*					
	5	10	15	20	25	30
Отвальными плугами МОП-1	81	120	148	168	174	203
Экскаваторами СЭ-3	155	167	169	172	173	174
Экскаваторами ЭКГ-5	182	186	190	196	197	200

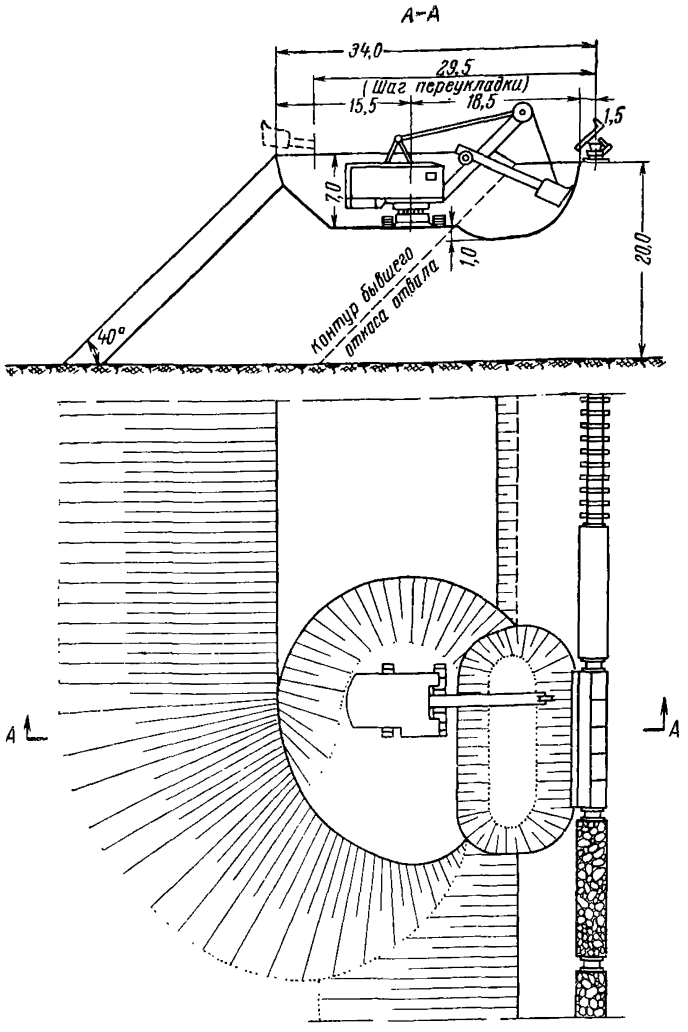


Рис. 178. Схема работы экскаватора ЭКГ-8 на отвале

Из табл. 69 видно, что наиболее интенсивно производительность труда рабочего увеличивается при высоте отвалов от 5 до 20 *м*, дальнейшее ее увеличение идет медленнее.

Как показывают исследования, целесообразная высота отвала позволит снизить затраты по сравнению с максимальной (допустимой по условию устойчивости пород) высотой. В условиях равнинной местности при объемах пород более 5 млн. $м^3$ в год целесообразная

высота отвала составляет 25—30 *м*, а при двухъярусных отвалах — до 40—45 *м*.

Высота отвальных тупиков на карьерах СССР колеблется в пределах 10—35 и более метров. Угол естественного откоса пород отвалов, как правило, составляет 30—40°.

Шаг переукладки. С увеличением шага переукладки путей затраты на путевые работы, отнесенные к 1 $м^3$ уложенной породы, уменьшаются. При этом улучшается организация работ на отвале вследствие уменьшения числа холостых ходов экскаватора, работающего на отвальном тупике. Максимальный шаг переукладки отвальных путей при экскаваторном отвалообразовании должен соответствовать полному использованию линейных параметров отвального экскаватора.

Фактический шаг переукладки путей C на 10—15% меньше максимальных линейных параметров отвального экскаватора, поэтому при экскаваторном отвалообразовании

$$C = 0{,}85 \div 0{,}9\,(R_р + R_ч), \tag{622}$$

где $R_ч$ — радиус черпания экскаватора, *м*;

$R_р$ — радиус разгрузки экскаватора, *м*.

Длина отвальных тупиков при экскаваторном отвалообразовании. Производительность горно-транспортного оборудования и стоимость укладки породы в отвал зависят от длины отвальных тупиков (фронта разгрузки). Длина отвальных тупиков на карьерах, на которых в качестве отвалообразователей используются экскаваторы типа СЭ-3 и ЭКГ-4,6, колеблется в широких пределах (от 600 до 2000 *м* и более).

Чл.-корр. АН СССР В. В. Ржевский установил длину отвального тупика при экскаваторном отвалообразовании в зависимости от производительности экскаватора, емкости породного состава и расстояния до пункта разгрузки.

Длина отвального тупика

$$L = \frac{nqf_э K_р}{120 E n_в K_н K_в} - \frac{v_{ср}\,(\tau + nt)}{2}. \tag{623}$$

Приемную способность отвального тупика $W_э$ в смену с учетом производительности отвального экскаватора можно определить по формуле

$$W_э = \frac{ET_{см}K_э f_э}{t},\ м^3, \tag{624}$$

где E — емкость ковша, $м^3$;

$T_{см}$ — продолжительность рабочей смены, *мин*;

$K_э$ — коэффициент экскавации;

$f_э$ — коэффициент использования экскаватора в течение смены;

t — продолжительность одного цикла, *мин*;

$K_р$ — коэффициент разрыхления;

$K_н$ — коэффициент наполнения ковша;

$K_в$ — коэффициент использования смены.

Приемная способность отвального тупика W_t в смену по транспортным условиям

$$W_t = Nnq, \tag{625}$$

где N — число составов, подаваемых на отвальный тупик в смену;
n — число думпкаров в составе;
q — емкость породного думпкара, $м^3$.

Количество составов, подаваемых в смену на отвальный тупик, зависит от расстояния между обменным пунктом и местом приема породы, скорости движения поезда, времени разгрузки и времени межпоездных сношений, коэффициента неравномерности подачи составов в смену, продолжительности рабочей смены и может быть определено по формуле

$$N = \frac{T_{см} f_t}{\frac{2L_c}{v_{ср}} + nt_р + \tau}, \tag{626}$$

где L_c — расстояние от обменного пункта до места разгрузки, *км*;
$v_{ср}$ — средняя скорость движения поезда, *км/ч*;
τ — время на связь при обмене составов, *ч*;
$t_р$ — время разгрузки одного думпкара, *ч*;
f_t — коэффициент использования локомотивосоставами отвального тупика в течение смены.

Оптимальной будет такая длина отвального тупика, когда его приемная способность по условиям транспорта будет соответствовать производительности отвального экскаватора $W_э$, т. е.

$$W_э = W_t = Nnq. \tag{627}$$

Подставляя вместо N его значение из выражения (626), получим

$$W_э = \frac{T_{см} f_t nq}{\frac{2L_c}{v_{ср}} + nt_р + \tau}. \tag{628}$$

Максимально допустимое расстояние от обменного пункта до конца рабочей части отвального тупика

$$L_c = \frac{T_{см} f_t nq v_{ср}}{2W_э} - \frac{(nt_р + \tau)\, v_{ср}}{2}. \tag{629}$$

Из рис. 179 видно, что длина отвального тупика слагается из рабочей части, где производится разгрузка породы, и нерабочей части:

$$L = L_р + L_о, \tag{630}$$

где $L_р$ — длина рабочей части, *м*;
L_0 — расстояние от стрелки до начала рабочей части тупика (практически эта величина колеблется в пределах 150—250 *м*).

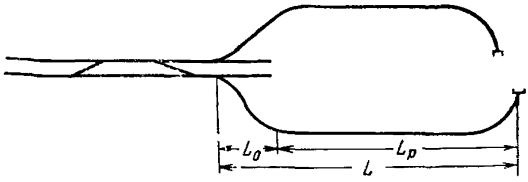


Рис. 179. Схема к определению длины отвальных тупиков

Подставляя соответствующие значения и произведя некоторые преобразования, получим формулу для определения оптимальной длины отвального тупика

$$L_p = 0{,}5v_{ср}\left[\left(\frac{T_{см}t_t}{W_э} - \frac{t_p}{q}\right)Q - \tau\right] - L_o, \text{ км}. \quad (631)$$

Выражение (631) устанавливает зависимость рабочей длины отвального тупика от производительности отвального экскаватора и емкости породного состава Q при условии, что $W_э = W_t$ в конце отвального тупика. Если принять переменными рабочую длину отвального тупика L_p и емкость породного состава Q, при всех прочих величинах, имеющих постоянное значение,

$$L_p = BQ - C, \quad (632)$$

где

$$B = \left(\frac{T_{см}t_t}{W_э} - \frac{t_p}{q}\right)0{,}5v_{ср}; \quad (633)$$

$$C = 0{,}5v_{ср}\tau + L_o. \quad (634)$$

Пользуясь выражением (632), можно установить графическую зависимость рабочей длины отвального тупика от емкости породного состава и производительности экскаваторов (рис. 180).

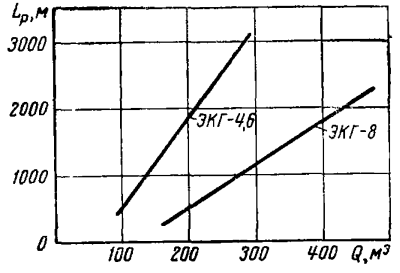


Рис. 180. Зависимость рабочей длины тупика от емкости состава и производительности экскаватора

Как показывает практика, при отвалообразовании рыхлых и особенно обводненных пород могут применяться в качестве отвальных машин экскаваторы-драглайны (рис. 181). Большие линейные параметры драглайнов позволяют обеспечить значительный шаг переукладки отвальных путей, что уменьшает трудовые затраты на их переукладку и определяет устойчивую работу железнодорожного транспорта.

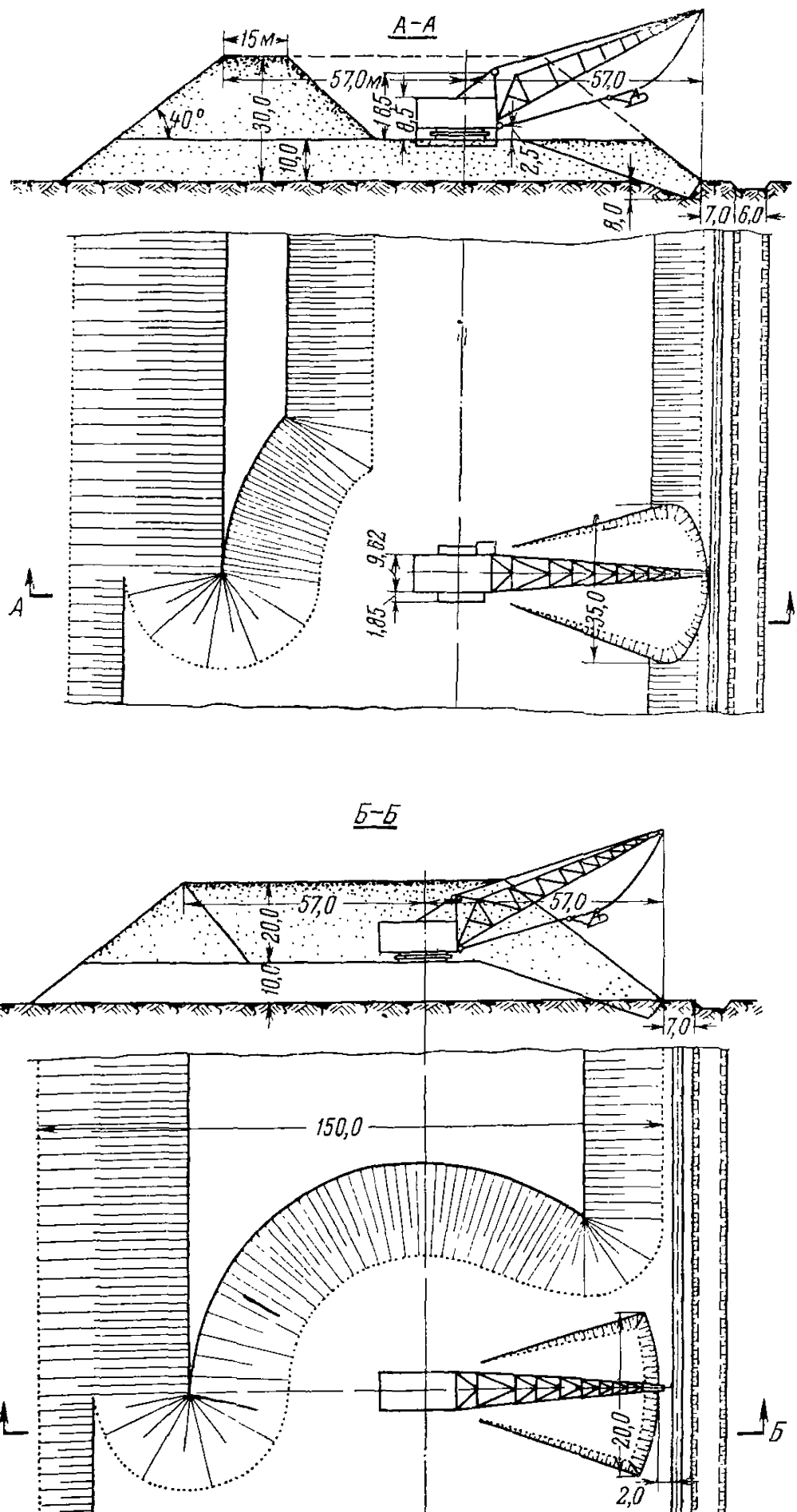


Рис. 181. Схема работы экскаватора-драглайна ЭШ-6/60 на отвалах Сарбайского рудника:

а — момент начала работы от пионерной насыпи; *б* — отсыпка ленты отвала на полную ширину

§ 6. Абзетцерные отвалы

Многоковшовые отвальные экскаваторы применяют главным образом для отсыпки мягких и рыхлых пород на внешних и внутренних отвалах. В зависимости от конструкции разгрузочного механизма абзетцеры делятся на черпаковые отвальные экскаваторы и черпаково-ленточные (рис. 182).

Важным преимуществом абзетцеров является возможность их установки на большом расстоянии от верхней бровки отвального уступа (60—80 *м*), что обеспечивает полную безопасность работы при оползневых явлениях и позволяет в течение значительного периода времени работать без передвижки рельсовых путей. В настоящее время абзетцеры выпускают машиностроительные заводы ГДР, ФРГ и ЧССР.

Абзетцер обслуживают 7—9 человек, из них 2—3 человека заняты на отвальном экскаваторе и 5—6 — на путевых работах.

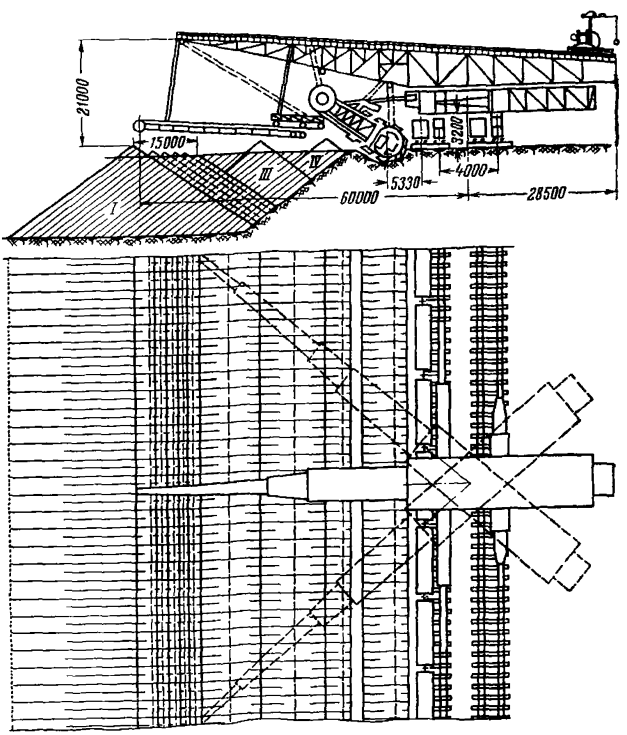


Рис. 182. Технологическая схема работы абзетцеров А-1800 на Кумертауском разрезе

Эксплуатационная производительность абзетцера в смену

$$Q_{см} = 60 E \eta_н n T \eta_и, \ м^3, \qquad (635)$$

где E — емкость ковша, $м^3$;

$\eta_н$ — коэффициент наполнения ковша;

n — число ссыпок в минуту;

T — продолжительность смены, $ч$;

$\eta_и$ — коэффициент использования абзетцера в течение смены.

Производительность абзетцера должна быть на 10—15% выше производительности работающих с ним в комплексе экскаваторов непрерывного действия.

Для передвижки пути при абзетцерном отвалообразовании применяют путепередвигатели непрерывного действия консольного или мостового типа.

В табл. 70 приведены основные данные указанных типов путепередвигателей.

Таблица 70

Характеристика путепередвигателей

Показатели	Тип путепередвигателя	
	консольный	мостовой
Шаг передвижки рельсового пути, *м*	0,20—0,50	0,25—0,30
Рабочая скорость движения, *м/сек* . .	1,5—2,5	1,5—3,0
Вес, *т*	30—65	25—50
Привод — электровоз мощностью, л. с.	120—200	65—120

Путепередвигатели непрерывного действия передвигают рельсовый путь, перемещаясь вдоль пути без разборки последнего на звенья. Передвижка производится при переднем и заднем ходе машины. Часовая производительность путепередвигателей непрерывного действия, по практическим данным, составляет 1200—2000 $м^2$.

В последнее время в ГДР созданы и применяются абзетцеры двух типов.

Первый тип — абзетцер АС, который выполняет функции приемки и размещения породы в отвале. Абзетцер снабжен ковшовой цепью с черпаками емкостью 1120 *л*. Противовес абзетцера АС смещен в сторону по отношению к разгрузочной консоли. Блокировочное устройство противовеса и консоли автоматически уравновешивают консоль при различных положениях, что обеспечивает хорошую устойчивость абзетцера на рельсовом пути. Конструктивные особенности абзетцера позволяют использовать его для верхней и нижней отсыпки, т. е. производить укладку породы в два яруса.

Второй тип — абзетцер А2С с черпаками емкостью 2240 *л*, состоит из двух агрегатов, один из которых черпает породу, а другой размещает ее в отвале. Указанные два агрегата соединены между собой ленточным конвейером, причем все операции, связанные с работой агрегатов, автоматизированы.

§ 7. Отвалообразование конвейерами и ленточными отвалообразователями

Схема конвейерного отвалообразования при совместной работе на отвале конвейеров и отвалообразователей обладает сравнительной универсальностью; ее применение возможно при различном рельефе, в разнообразных климатических условиях, при большой производительности карьера (до 10—30 млн. $м^3$ породы в год и выше), при мягких и скальных породах (с предварительным дроблением в карьере до требуемой кусковатости).

Параметры отвальных тупиков при ленточных консольных отвалообразователях. Высота отвала при консольных отвалообразователях устанавливается в зависимости от физико-механических свойств укладываемых в отвал пород. По данным института Центрогипрошахт, высоту уступа рекомендуется принимать в зависимости от характера пород.

Ниже приведена рекомендуемая высота уступа.

Породы	Сухие	Влажные	Пески
Предельная высота уступа, *м*	30—35	15	40—45

Шаг переукладки конвейеров на отвале зависит от линейных параметров отвалообразователя и характера складируемых пород и может быть определен следующей зависимостью (рис. 183):

$$C = Z - b, \text{ м}, \tag{636}$$

где Z — вылет отвальной консоли, *м*;

b — безопасное расстояние от оси отвалообразователя до верхней бровки отвального уступа.

Длина отвального тупика при конвейерном транспортировании. Для удобства эксплуатации отвальных конвейеров целесообразно иметь на отвале не менее двух конвейерных ставов, что позволяет производить ремонт хвостового конвейера и передвижку конвейерной линии без прекращения отвалообразования. Длину отвального тупика рекомендуется принимать равной $2L$, где L — длина конвейерного става на отвале. Количество отвальных тупиков принимается в зависимости от производственной мощности карьеров и принятых типов консольных отвалообразователей. Резервные отвальные тупики при конвейерном транспорте не предусматриваются.

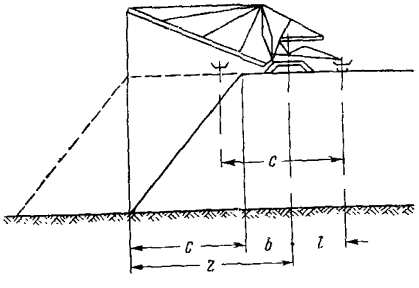


Рис. 183. Схема расположения отвалообразователя на отвале

Схемы развития отвалов. При ленточных консольных отвалообразователях в сочетании с конвейерным транспортом развитие отвалов может осуществляться по веерной или параллельной схемам развития.

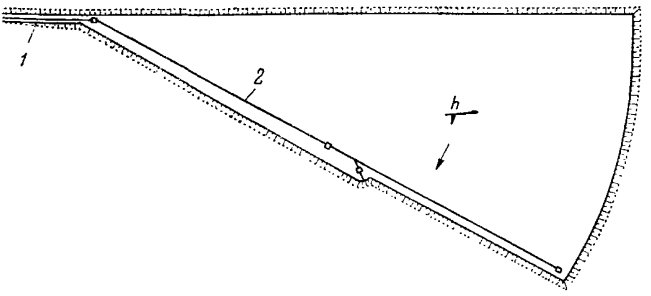


Рис. 184. Схема веерного развития одноцутевого конвейерного отвала:
1 — магистральный конвейер; *2* — передвижной отвальный конвейер

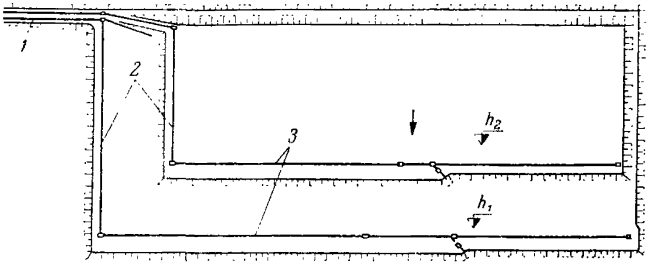


Рис. 185. Схема параллельного развития двухъярусного конвейерного отвала:
1 — магистральный конвейер; *2* — соединительный конвейер; *3* — передвижной отвальный конвейер

При веерной схеме отвалов нет необходимости наращивать соединительные конвейеры, так как в этом случае отвальные конвейерные линии имеют постоянную длину (рис. 184). Недостатком схемы является переменная ширина отвала по фронту отвальных работ.

При параллельной схеме отвал имеет постоянную ширину. Наряду с этим при внешних отвалах требуется удлинение соединительных конвейеров (рис. 185).

§ 8. Бульдозерные отвалы

При автомобильном транспорте вскрышных пород применяется бульдозерное отвалообразование.

Различают периферийное и площадное бульдозерное отвалообразование.

Бульдозерные отвалы могут быть внешними и внутренними, а по конструкции в зависимости от горнотехнических условий — одноярусными и многоярусными (рис. 186).

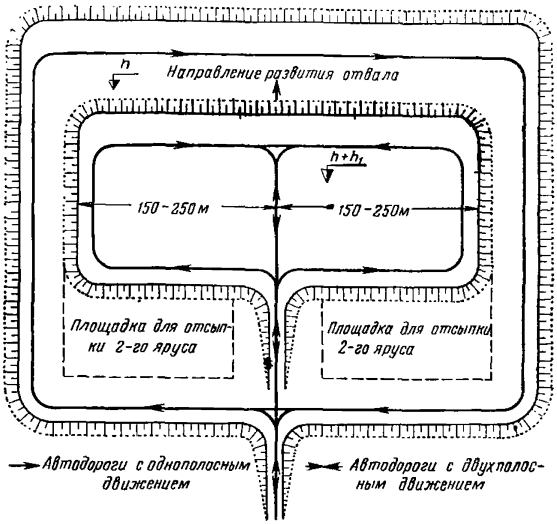


Рис. 186. Схема двухъярусного бульдозерного отвала

Процесс бульдозерного отвалообразования при автомобильном транспорте включает три операции: разгрузку автосамосвалов, планировку отвальной бровки, ремонт и устройство автодорог.

Успешная работа бульдозерных отвалов в значительной степени зависит от состояния автомобильных дорог. Последние по своему назначению делятся на подъездные и отвальные.

Минимальные радиусы кривых для автомобильных дорог устанавливаются в зависимости от типа машин. Для автосамосвалов грузоподъемностью 10 *т* (КрАЗ-256) и 27 *т* (БелАЗ-540) принимают радиус кривых, равный 15 *м*. Ширина проезжей части дороги при встречном движении должна быть равна ширине двух машин с оставлением зазора между ними (0,4 *м*) и зазоров по краям дороги (0,2 *м*). Продольные подъемы подъездных дорог 6—8%.

Отвальный фронт работы делят на два или несколько участков, на которых последовательно осуществляют планировку и разгрузку (рис. 187).

Отвальные (или временные) дороги располагаются вдоль разгрузочного фронта.

Автосамосвалы разгружают породу, не доезжая до бровки отвального уступа (табл. 71).

В практике применяют две формы организации работ на отвале:

а) разгрузку машин и планировку отвальной бровки совмещают на одном участке;

б) разгрузку машин и планировку отвальной бровки производят на различных участках.

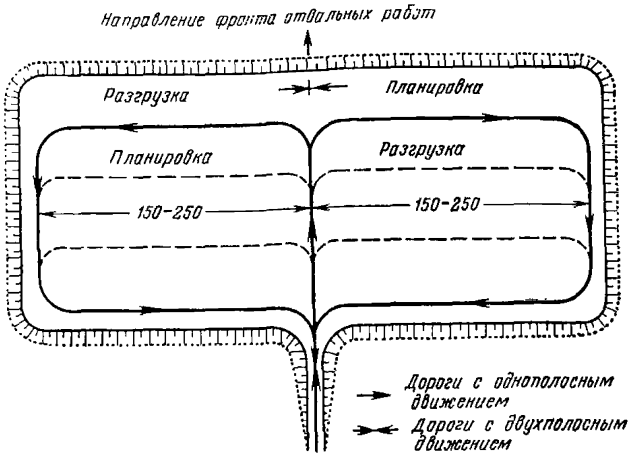


Рис. 187. Схема и порядок работы бульдозерного отвала

Таблица 71

Безопасное расстояние подъезда автосамосвалов к отвальной бровке

Тип автосамосвалов	Расстояние подъезда автосамосвалов при породах группы *		
	I	II	III
КрАЗ-256	3,5	2,5	1,5
БелАЗ-540	5,0	3,0	2,0
БелАЗ-548	7,0	3,5	2,5

* Породы, складируемые в отвал, в зависимости от физико-механических свойств разделяются Центрогипрошахтом на I, II, III группы.

Вторая форма организации работ более распространена, так как разделение разгрузочных и планируемых участков создает значительные удобства и повышает безопасность работы.

Общая длина фронта отвального тупика, включая длину разгрузочной, планируемой и резервной площадок, зависит от количества работающих одновременно автосамосвалов и продолжительности их транспортного цикла и колеблется от 100 до 500 *м*.

Производительность бульдозера на отвале зависит от ряда факторов, главный из которых расстояние, на которое перемещается складируемая порода (табл. 72).

Расчет бульдозерных отвалов включает определение площади отвалов S_o, количества отвальных участков N_y, длины разгрузочного фронта L_p, количества бульдозеров и штата обслуживающего персонала.

Таблица 72

Производительность бульдозера

Расстояние транспортирования породы, *м*	Сменная производительность бульдозера, *м*³		
	Д-271	Д-275	Д-385
10	700	1060	2100
15	565	880	1730
20	395	590	1180
25	270	400	810
30	190	290	570

Заданными параметрами при расчете бульдозерных отвалов являются: общий объем пород W, подлежащих складированию в отвалы, производительность карьера по породе (суточная, сменная) $П_к$, полезный объем породы $Q_п$ перевозимый автосамосвалом.

Площадь отвала определяется в зависимости от объема вскрышных пород, который должен быть размещен в отвале за срок существования карьера, и высоты отвала:

$$S_о = \frac{WK_р}{hK_о}, \tag{637}$$

где W — объем пород, подлежащих размещению в отвал за срок его существования, *м*³;

$K_р$ — коэффициент разрыхления пород в отвале (обычно 1,15—1,2);

h — высота отвала, *м*;

$K_о$ — коэффициент, учитывающий откосы и неравномерность заполнения площади (обычно 0,8—0,9 — для одноярусных отвалов и 0,6—0,7 — для двухъярусных).

Количество автосамосвалов, разгружающихся на отвале в течение часа,

$$N_а = \frac{П_{к.ч}}{Q_п} K_{нер}, \tag{638}$$

где $П_{к.ч}$ — часовая производительность карьера по вскрыше, *м*³;

$K_{нер}$ — коэффициент неравномерности работы карьера по вскрыше, учитывающий пиковые нагрузки. При расчете коэффициент неравномерности работы карьера по вскрыше следует принимать 1,25—1,5.

Количество одновременно разгружаемых автосамосвалов

$$N_о = N_а \frac{t_р}{60}, \tag{639}$$

где $t_р$ — продолжительность разгрузки и маневрирования одного самосвала, равная 1,5—2 *мин*.

Длина фронта разгрузки

$$L_{\text{р}} = N_{\text{о}} L_{\text{п}}, \tag{640}$$

где $L_{\text{п}}$ — ширина полосы по фронту, занимаемая одним самосвалом при маневрировании; минимальная ширина составляет 18—20 *м*, средняя — 30—40 *м*.

Количество разгрузочных участков, находящихся в одновременной работе,

$$N_{\text{у. р}} = \frac{L_{\text{р}}}{60 \div 80}. \tag{641}$$

Количество участков, находящихся в планировке,

$$N_{\text{у. п}} = N_{\text{у. р}}. \tag{642}$$

Количество резервных участков в практике принимается

$$N_{\text{у. рез}} = N_{\text{у. р}} (0{,}5 \div 1{,}0). \tag{643}$$

Общее количество участков

$$N_{\text{у}} = N_{\text{у. р}} + N_{\text{у. п}} + N_{\text{у. рез}}. \tag{644}$$

Общая длина отвального фронта

$$L_{\text{о}} = (60 \div 80)\, N_{\text{у}} \tag{645}$$

или

$$L_{\text{о}} = (2{,}5 \div 3{,}0)\, L_{\text{р}}. \tag{646}$$

Объем бульдозерных работ

$$Q_{\text{б}} = П_{\text{к. ч}} K_{\text{зав}},\ м^3, \tag{647}$$

где $K_{\text{зав}}$ — коэффициент заваленности (0,5 ÷ 0,7).

Количество бульдозеров в работе

$$N_{\text{б. р}} = \frac{Q_{\text{б}}}{П_{\text{б}}}, \tag{648}$$

где $П_{\text{б}}$ — производительность бульдозера в течение смены, $м^3$.

Бульдозерное отвалообразование при железнодорожном транспорте. В отечественной практике бульдозерное отвалообразование при железнодорожном транспорте имело место на Кальмакирском карьере при складировании породы в нагорную часть отвала высотой 70 *м*, на Бакальском руднике и на некоторых карьерах строительных материалов. Технология бульдозерного отвалообразования при железнодорожном транспорте аналогична плужному отвалообразованию, но вместо отвального плуга работает бульдозер, который сталкивает разгружаемую породу из думпкара под откос отвальной насыпи.

§ 9. Технико-экономическое обоснование выбора схем и способов механизации отвальных работ на карьерах с учетом энергозатрат

Основными способами механизации отвальных работ на карьерах являются: экскаваторный (мехлопаты, драглайны); плужный — при доставке породы на отвалы железнодорожным транспортом; бульдозерный — при доставке породы на отвалы автомобильным транспортом.

Проведенные исследования показывают, что экскаваторный способ отвалообразования, как основной, кроме преимуществ, по сравнению с плужным способом отвалообразования имеет ряд существенных недостатков: большие капитальные затраты, большую металлоемкость, значительные затраты энергии в процессе укладки породы в отвал, небольшой фронт одновременной разгрузки думпкаров и т. д.

Технологический процесс экскаваторного отвалообразования состоит из ряда последовательно выполняемых операций: разгрузки породы, черпания ковшом экскаватора породы из бункера, подъема породы на высоту разгрузки, перемещения и укладки. Практически вся выгруженная порода из думпкара подлежит перемещению на расстояние

$$L_{ср} = 0{,}5\,(R_ч + R_р),\ м. \tag{649}$$

Технология плужного отвалообразования предусматривает укладку в тело отвала без дополнительной затраты энергии (под собственным весом) 50—65% объема породы и только оставшуюся часть породы (50—35%) сталкивают отвальным плугом на расстояние, равное величине вылета крыла плуга (1,5—3,0 *м*), на что и затрачивается энергия. Следовательно, затраты энергии при экскаваторном отвалообразовании значительно больше, чем при плужном способе отвалообразования. Величина затрачиваемой экскаватором энергии

$$Q_э = q_ч + q_{под} + q_{пер} + q_{раз}, \tag{650}$$

где $q_ч$ — энергия, затрачиваемая при черпании породы из бункера;
$q_{под}$ — энергия, затрачиваемая на подъем породы;
$q_{пер}$ — энергия, затрачиваемая на перемещение породы от места черпания до места разгрузки;
$q_{раз}$ — энергия, затрачиваемая на разгрузку породы из ковша в тело отвала.

В свою очередь, энергия, затрачиваемая плугом,

$$Q_п = q_{пер}, \tag{651}$$

где $q_{пер}$ — энергия, затрачиваемая отвальным плугом на перемещение части привезенной на отвал породы (35—50%) на расстояние, равное вылету крыла.

Таким образом, по затратам энергии на 1 $м^3$ породы, уложенной в отвал, плужное отвалообразование является более экономичным, чем экскаваторное.

В связи с этим заслуживает внимания разработанная на кафедре технологии, механизации и организации открытых горных разработок Московского ордена Трудового Красного Знамени горного института для внедрения новая технология бульдозерного отвалообразования на карьерах при транспортировании вскрышных пород в отвал железнодорожным транспортом. Энергетические затраты бульдозерного отвалообразования определяются затратами энергии только на перемещение породы в отвал по горизонтальной площадке, т. е.

$$Q_б = q_{пер}. \qquad (652)$$

Этот способ отвалообразования имеет ряд преимуществ по сравнению с экскаваторным и плужным: меньшая металлоемкость, большой шаг переукладки путей и большой фронт разгрузки думпкаров на отвале.

С развитием горной техники и появлением на горных предприятиях бульдозеров типа Д-385А, а также в ближайшие годы бульдозеров мощностью 550 *л. с.* и более на гусеничном и колесном ходу, способных обеспечить производительность при перемещении породы в отвал, равную производительности отвальных экскаваторов, актуальность применения бульдозерного отвалообразования при железнодорожном транспорте возрастает.

Рассмотрим несколько технологических схем бульдозерного отвалообразования (рис. 188).

Вскрышную породу (схема Т-I-1), доставляемую железнодорожным транспортом, разгружают из думпкаров на приемную площадку (по одному или сразу по два думпкара), расположенную на 1,5—2,0 *м* ниже уровня рельсовых путей. Отсыпка ведется торцовым забоем без предохранительной бермы.

Для предохранения от просадок и сползания железнодорожных путей и придания им более устойчивого положения между верхней бровкой отвального откоса и рельсовым путем рекомендуется оставлять предохранительную берму (схема Т-II-1).

Наиболее прогрессивными являются технологические схемы с фронтальной отсыпкой пород, которые отличаются от предыдущих схем тем, что отсыпка породы ведется по всей длине отвального фронта (схема Ф-III-1). Вдоль отвального фронта поддерживается площадка для отсыпки породы и работы бульдозера. Разгрузка породных составов производится по всей длине тупика. Используя при этой схеме отвалообразования мощные современные бульдозеры типа Д-385А на базе трактора ДЭТ-250, шаг переукладки железнодорожных путей можно довести до 100 *м* и более. Эта схема наиболее эффективна для укладки в отвал мягких влажных пород.

Высокопроизводительными являются схемы группы С. Рассмотрим одну из схем: С-V-2, при которой работают два бульдозера, один из них (с регулируемым отвалом, установленным под углом 28—35° к продольной оси бульдозера), смещает разгруженную породу от путей, создавая вдоль фронта разгрузки площадку шириной 6—8 *м*, а второй бульдозер (с отвалом, установленным

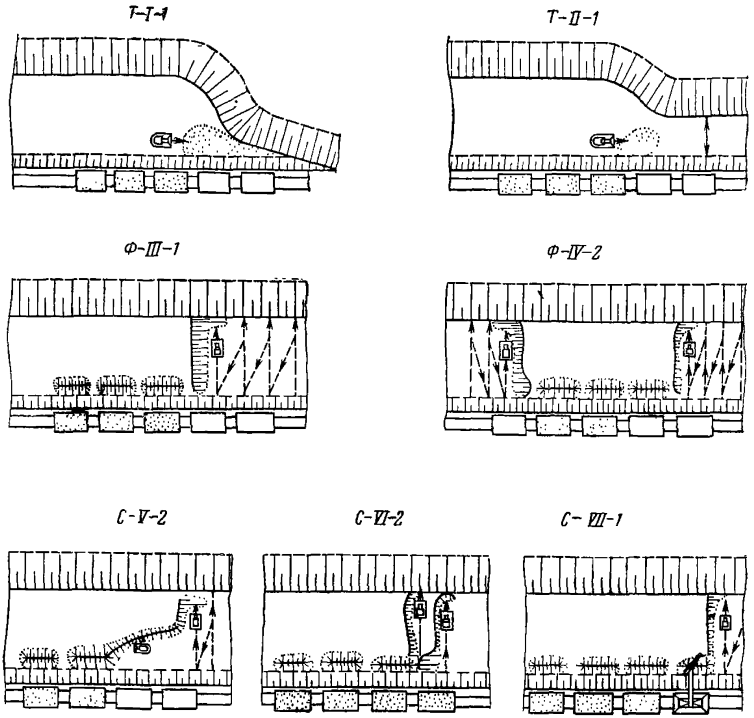


Рис. 188. Технологические схемы бульдозерного отвалообразования при железнодорожном транспорте

перпендикулярно к продольной оси бульдозера) доставляет породу на установленную ширину отвальной заходки (поэтапно или за один прием в зависимости от принятого шага передвижки путей).

Определение производительности бульдозера

Эксплуатационная производительность бульдозера

$$Q = \frac{3600 T_{см} V K_в K_г}{T_ц K_р}, \ м^3/смену, \tag{653}$$

где $T_{см}$ — продолжительность рабочей смены, *ч*;
V — объем призмы волочения, $м^3$;

$$V = \frac{h_0^2 l}{2 \operatorname{tg} \alpha}; \tag{654}$$

$h_о$ — высота отвального ножа бульдозера, *м*;
l — длина отвального ножа бульдозера, *м*;
α — угол откоса призмы волочения, *град*;
$K_в$ — коэффициент использования машины во времени в течение смены;
$K_г$ — коэффициент, учитывающий изменение производительности бульдозера из-за наличия крупных кусков (0,8 ÷ ÷ 0,98);
$T_ц$ — время цикла, *сек*;
$K_р$ — коэффициент разрыхления породы.

Время цикла определяется

$$T_ц = \frac{L_н}{V_н} + \frac{L_г}{V_г} + \frac{L_н + L_г}{V_п} + t_ч, \qquad (655)$$

где $L_н$ — расстояние набора породы бульдозером, *м*;
$L_г$ — расстояние, на которое перемещается порода, *м*;

$$L_г = B - L_н; \qquad (656)$$

B — ширина заходки, *м*;
$V_н$ — скорость движения бульдозера при наборе породы, *м/сек*;
$V_г$ — установившаяся скорость грузового хода бульдозера, *м/сек*;
$V_п$ — установившаяся скорость порожнякового хода бульдозера, *м/сек*;
$t_ч$ — время на переключение скорости ($t_ч$ = 10 *сек*).

Приведенные выше формулы упрощаются при использовании данных табл. 73.

Таблица 73

Расчетные скорости движения бульдозера Д-385А при выполнении отдельных операций
(по В. В. Ржевскому, В. Н. Сиренко)

Породы	Скорость движения бульдозера, *м/сек*		
	$V_н$	$V_г$	$V_п$
Песок, суглинки	0,55 ÷ 1,3	1,1 ÷ 2,0	1,7 ÷ 2,5
Мерзлые породы, щебень . .	0,35 ÷ 0,90	1,1	1,1 ÷ 1,7
Предварительно разрыхленные скальные породы	0,2 ÷ 0,35	0,62 ÷ 0,78	0,7 ÷ 1,1

или

$$T_ц = \frac{L_н}{1{,}0} + \frac{L_г}{1{,}5} + \frac{L_н + L_г}{2{,}0} + t_ч,$$
$$T_ц = \frac{6}{1{,}0} + \frac{B-6}{1{,}5} + \frac{B}{2} + 10, \qquad (657)$$

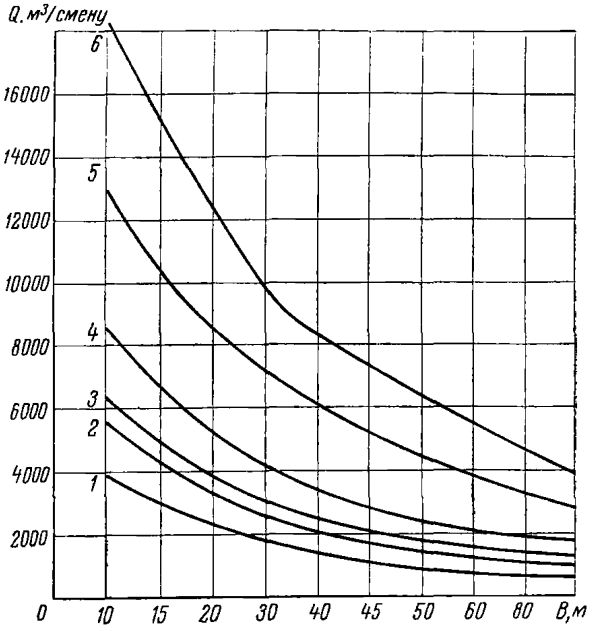


Рис. 189. Зависимость производительности бульдозеров от ширины заходки при укладке породы в отвал по технологической схеме Ф-Ш-1:

1—2 — производительность бульдозера Д-385А соответственно без уширителей и с уширителями; *3—4* — производительность бульдозера Д-714 мощностью 550 *л. с.* соответственно без уширителей и с уширителями; *5—6* — производительность бульдозера на колесном ходу мощностью 1000 *л. с.* соответственно без уширителей и с уширителями

т. е. $T_{ц} = 12 + 1{,}17\,B$, и тогда эксплуатационная производительность бульдозера Д-385А может быть рассчитана по формуле

$$Q = \frac{3600 V K_{в} T_{см} K_{г}}{(12 + 1{,}17B)\,K_{р}}\ K_{у}, \tag{658}$$

где $K_{у}$ — коэффициент увеличения производительности бульдозера при работе с уширителями ($K_{у} = 1{,}3 \div 1{,}5$).

По этой формуле были произведены расчеты и построена графическая зависимость производительности бульдозера Q от ширины заходки B при работе по технологической схеме Ф-III-1 (рис. 189).

Технико-экономическое обоснование бульдозерного и экскаваторного отвалообразования может быть проведено на основании критерия оптимальности, которым является минимум приведенных затрат сравниваемых вариантов:

$$C_{l} + \frac{E_{к} K_{l}}{Q} \to \min, \tag{659}$$

где в нашем случае

$$C_{l} = \frac{A}{Q} + \frac{a}{hBL},\ руб/м^{3}, \tag{660}$$

где C_{l} — себестоимость отвалообразования 1 $м^{3}$ породы, руб.

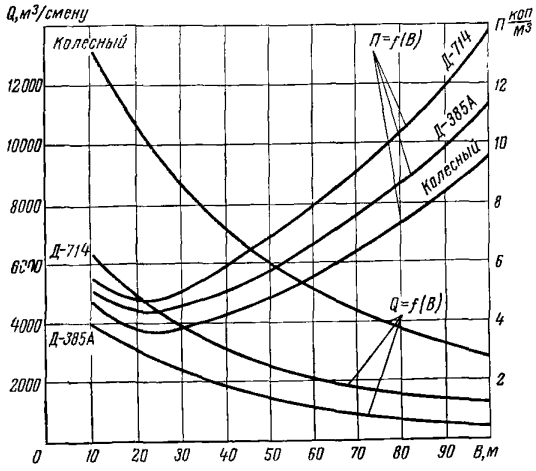


Рис. 190. Номограмма для определения сменной производительности бульдозеров различных типов и приведенных затрат отвалообразования в зависимости от ширины отвальной заходки при высоте отвала $h = 20$ *м*.

Тогда приведенные затраты на отвалообразование 1 *м*³ породы по критерию оптимальности составляют

$$C_{\text{п}} = \frac{A}{Q} + \frac{a}{hBL} + \frac{E_{\text{к}} K_i}{Q} \to \min, \qquad (661)$$

где $E_{\text{к}}$ — отраслевой нормативный коэффициент экономической эффективности капиталовложений;

K_i — величина капитальных вложений, связанных с приобретением бульдозера (экскаватора), руб.;

Q — годовой объем породы, поступающей на отвал, *м*³;

A — эксплуатационные расходы, связанные с укладкой породы в отвал (стоимость содержания бульдозера), *руб/год*;

a — эксплуатационные расходы на содержание железнодорожных путей, контактной сети и т. д., *руб/год*;

h — высота отвала, *м*;

B — ширина отвальной заходки (шаг переукладки железнодорожных путей), *м*;

L — общая протяженность отвального фронта, *м*.

На рис. 190 приведена номограмма, позволяющая определить (при заданной сменной производительности отвального бульдозера Q) максимальный шаг переукладки путей B и соответствующие ему приведенные затраты на укладку 1 *м*³ породы в отвал $П$ при высоте $h = 20$ *м* бульдозерами типа Д-385А, Д-714 и колесным мощностью 1000—1100 л. с.

Правильный выбор способов ведения отвальных работ, механизации, организации отвальных работ и целесообразных параметров и схем отвальных тупиков имеет существенное значение для технико-экономических показателей отвалообразования.

При складировании мягких и рыхлых пород обычно применяют абзетцеры, конвейерные отвалообразователи. Применение экскаваторного, бульдозерного и плужного отвалообразования возможно при любых породах.

Климатические факторы влияют на любой способ отвалообразования, но степень этого влияния разная. Если экскаваторное и бульдозерное отвалообразование с успехом применяются при любых климатических условиях, то плужное отвалообразование при наличии глинистых пород и большого количества осадков применять нецелесообразно. Абзетцеры и конвейерные отвалообразователи, как правило, применяют в районах с непродолжительной зимой и умеренным или теплым климатом при мягких породах в сочетании с оборудованием непрерывного действия, а поэтому абзетцерный способ отвалообразования является ограниченным, хотя технико-экономические показатели его лучше плужного и экскаваторного способов отвалообразования. Сравнение экскаваторных и плужных отвалов по стоимости отвалообразования и капитальным затратам в зависимости от характера породы и допустимой высоты отвала показывает, что в породах глинистых и рыхлых наибольшую экономическую эффективность имеют экскаваторные отвалы.

В породах полускальных и скальных наименьшую стоимость имеют плужные отвалы, но производительность труда при плужном отвалообразовании значительно меньше, чем при экскаваторном.

Оценивая экскаваторные и плужные отвалы с технической и организационной стороны, следует отдать предпочтение экскаваторным отвалам.

При плужном отвалообразовании чаще всего укладка пород осуществляется по криволинейным и частично кольцевым многотупиковым схемам с односторонней разгрузкой породы по всему периметру отвала.

Наибольшее распространение на карьерах Советского Союза получили криволинейные и кольцевые схемы развития отвальных тупиков при плужном отвалообразовании.

Криволинейная форма развития отвальных тупиков позволяет полнее использовать отвальную площадь любой формы.

Кольцевая схема отвалов, типичная для плужных отвалов, расположенных на равнинной местности, является завершением криволинейной схемы отвалов.

Длину отвальных тупиков при плужном отвалообразовании рационально иметь небольшой, так как отвальные тупики 40—50% времени находятся в передвижке, и поэтому при большой длине тупиков требуется большая площадь для размещения отвалов. Вследствие того, что разгрузка породных составов происходит на всей длине тупика, принятая схема движения на отвальных тупи-

ках с нахождением локомотива в голове или хвосте поезда не имеет значения.

При экскаваторном отвалообразовании криволинейность железнодорожных путей на отвалах не оправдывается технологией отвальных работ. Переукладка железнодорожных путей при экскаваторных отвалах проще осуществляется при прямолинейном фронте разгрузки, так как наличие искривленных участков отвального фронта вызывает дополнительные трудности при строительстве, переукладке и эксплуатации отвальных железнодорожных путей.

Для экскаваторного отвалообразования фронт разгрузки отвальных тупиков необходимо иметь прямой, так как он имеет значительные преимущества перед криволинейным фронтом при укладке, переукладке и эксплуатации железнодорожных путей, а также при подвеске и эксплуатации контактной сети.

Разобщенность отвальных тупиков при существующих схемах вызывает необходимость в излишних стрелочных постах в местах примыкания к постоянным путям. В этом случае затруднена централизация снабжения отвальных тупиков сжатым воздухом для опрокидывания думпкаров.

Для оценки способов отвалообразования по энергетическим затратам в табл. 74 приводятся технологические схемы отвалообразования и расчетные формулы.

Обозначения в формулах:

Q — затраты энергии на укладку породы в отвал в условных единицах;

V — объем породы, перемещаемой в отвал, $м^3$;

A — расстояние перемещения пород (шаг переукладки), $м$;

$q'_{пл}$ — энергия, затрачиваемая на укладку пород при плужном отвалообразовании (в условных единицах);

$q'_ч$; $q'_п$; $q'_{пр}$; $q'_р$ — энергия, затрачиваемая на укладку породы при экскаваторном отвалообразовании соответственно на черпание, подъем, перемещение, разгрузку (в условных единицах);

$q''_ч$; $q'_{тр}$ — энергия, затрачиваемая при укладке породы в отвал при абзетцерном отвалообразовании соответственно на черпание, перемещение (в условных единицах);

$q'_{см}$; $q''_{тр}$ — энергия, затрачиваемая при укладке породы в отвал при гидромеханизации соответственно на смыв и транспортирование (в условных единицах);

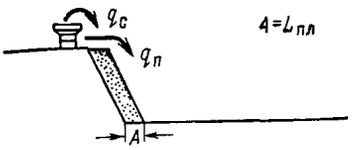
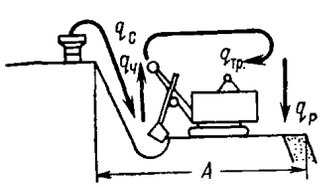
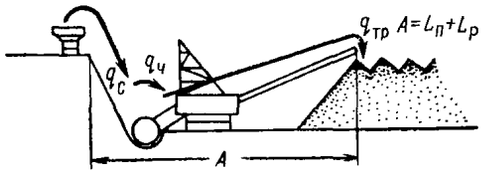
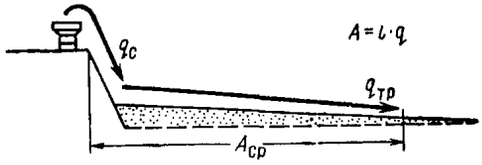
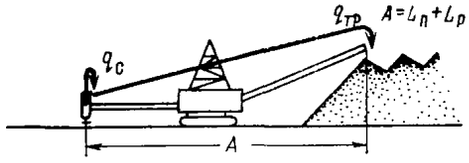
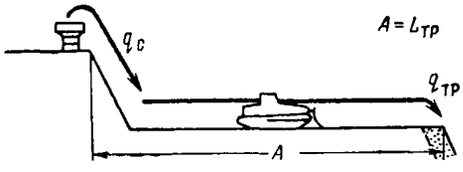
$q^{л}_{тр}$ — энергия, затрачиваемая при отвалообразовании ленточными конвейерами (в условных единицах);

$q^{б}_{тр}$ — энергия, затрачиваемая при укладке породы в отвал бульдозерами при железнодорожном транспорте (в условных единицах).

Коэффициент 0,5 вводится для определения среднего расстояния перемещения пород.

Таблица 74

Оценка способов отвалообразования по энергетическим затратам

Отвалы	Затраты энергии в условных единицах	Технологическая схема	Вид транспорта	Технологические и организационные факторы
Плужные	$Q = (0{,}35 \div 0{,}55) \times \times q''_{пл} VA$		Железнодорожный	Малый шаг передвижки. Ограниченная высота отвала при мягких породах
Экскаваторные	$Q = (q^1_4 + q^1_п + q^1_{пр} + + q^1_р) V A 0{,}5$		То же	Ограниченный фронт разгрузки думпкаров, жесткая технологическая связь с работой транспорта
Абзетцерные	$Q = (q^1_4 + q^1_{тр}) VA$		То же	Сезонность работы. Применяется при мягких и рыхлых породах.
Гидроотвалы с аккумулирующей емкостью	$Q = (q^1_{см} + q''_{тр}) V A_{ср}$		Железнодорожный и автомобильный	Сезонность работ, наличие воды, большие площади под отвалы
Конвейерные	$Q = (q^л_{тр}) VA$		Конвейерный транспорт	Сезонность работ. Применяется при мягких и рыхлых породах
Бульдозерные при железнодорожном транспорте	$Q = (q^б_{тр}) 0{,}5 VA$		Железнодорожный	Разгрузка по всему фронту тупика, большой шаг переукладки пути, простая организация работ и др.

Глава XII

Проведение траншей

§ 1. Параметры траншей и способы их проведения

Строительный объем траншей определяется основными параметрами: шириной понизу, конечной глубиной, длиной, углами откосов бортов и продольным уклоном подошвы (для капитальных траншей).

Капитальные траншеи служат для доступа от поверхности земли к месторождению.

Ширина траншеи понизу принимается по табл. 75, определяется расчетным путем или графически в зависимости от назначения ее, рода транспорта, числа путей или полос движения, а в отдельных случаях в зависимости от параметров проходческого оборудования и способа проведения.

Минимальная ширина капитальной траншеи понизу определяется суммой габаритов транспортных сосудов, безопасных расстояний между ними, поперечных размеров площадок, кюветов и других элементов транспортных путей. При применении электровозного транспорта предусматривается площадка для размещения опор контактной сети. Опоры могут располагаться у основания откоса или между путями при двухпутевой траншеи. В последнем случае ширина ее основания увеличивается на 2,1 *м*.

Минимальная ширина основания капитальных траншей (рис. 191) на прямых участках железнодорожного пути (табл. 76) устанавливается расчетами. На криволинейных участках карьерного пути ширина земляного полотна при радиусе кривых более 200 *м* увеличивается на 0,2 *м*, а при радиусе кривых менее 200 *м* — на 0,3 *м*.

Ширина основания траншей и полутраншей при автомобильном транспорте (рис. 192, табл. 77) зависит от физико-механических свойств пород основания и откосов и ширины проезжей части автодорог; последняя определяется габаритами автомашин и количеством полос их движения.

Ширина основания траншей при конвейерном транспорте определяется шириной конвейера, количеством конвейерных линий в траншее, а также шириной зазоров между линиями для возможности их осмотра, ремонта, доставки запасных частей и устройства кюветов.

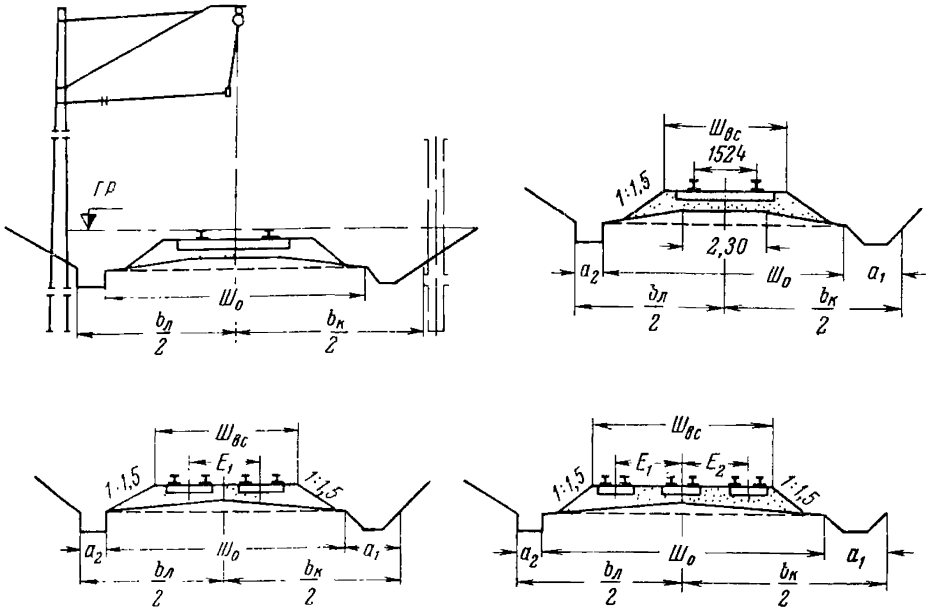


Рис. 191. Ширина основания траншей при железнодорожном транспорте

Таблица 75

Ширина капитальных траншей понизу (по данным Гипроруды)

Вид транспорта	Определяющие условия	Ширина нижнего основания (*м*) при движении		
		однопутном	двухпутном	трехпутном
Железнодорожный	Ширина колеи, *мм*:			
	1524	7,9—8,3	12,0—12,4	16,1—16,5
	900 и 1000	7,3	10,9	14,5
	750	6,5	9,5	12,5
Автомобильный и троллейвозный	Самосвалы грузоподъемностью, *т*:			
	40 и 25	8,0—13,0	12,0—17,0	—
	12 и 6	7,3—12,5	10,8—16,0	—
Конвейерный	Ширина ленты, *мм*:			
	1400	7,4—7,8	10,0—10,4	
	1200	7,2—7,6	9,6—10,0	—
	1000	7,0—7,4	9,2—9,6	
Канатный подъемник	Ширина колеи	Соответственно ширине колеи		

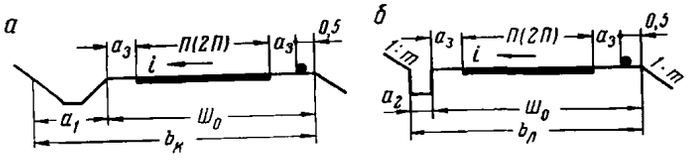


Рис. 192. Ширина основания траншей при автомобильном транспорте:

а — в скальных и полускальных породах; *б* — в песчаных, гравийных и щебенистых породах

Капитальные траншеи для вскрытия карьеров, отработка которых предусматривается с применением комплексов машин непрерывного действия, могут проводиться этим же оборудованием или должны обеспечивать его ввод в карьер. Эти условия и предопределяют ширину капитальных траншей понизу.

Ширина траншеи понизу b при проведении ее транспортно-отвальным комплексом машин непрерывного действия (рис. 193)

$$в = Г\cos\gamma' - h'\operatorname{ctg}\alpha + 0{,}5Д + r - H\operatorname{ctg}\alpha + (H + h'' + \varepsilon_1)\operatorname{ctg}\beta' \ м, \qquad (662)$$

где $Г$ — длина приемной консоли отвалообразователя, *м*;

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

h' — максимальная высота конца приемной консоли отвалообразователя над горизонтом его установки, *м*;

α — угол откоса борта траншеи, *град*;

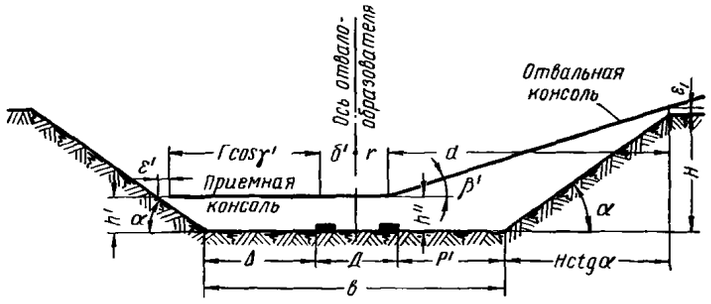


Рис. 193. Схема к обоснованию ширины капитальной траншеи понизу

D — ширина хода отвалообразователя, *м*;

r — расстояние между осью вращения и осью пяты отвальной консоли отвалообразователя, *м*;

H — глубина траншеи, *м*;

h'' — высота крепления конца отвальной консоли отвалообразователя над горизонтом его установки, *м*;

ε_1 — безопасное расстояние между верхней бровкой борта траншеи и консолью отвалообразователя, *м*;

β' — угол наклона отвальной консоли отвалообразователя, *град*.

При проведении траншеи роторным экскаватором в сочетании с конвейерным транспортом ширина ее понизу устанавливается по условиям размещения транспортных коммуникаций и проверяется по условиям проведения траншеи.

Таблица 76

Размеры элементов основания траншей при железно

дорожном транспорте (по данным Центрогипрошахта)

Условия применения				Эле					
Породы основания	Грузооборот, тыс. *т/год*	Нагрузка на ось, *Т*		Однопутевая траншея					
		локомотивов	вагонов	$Ш_о$	$Ш_{вс}$	a_1	a_2	$b_л$	$b_к$
Скальные и полускальные	Более 40 000	25	До 30	5,0	3,0	1,2	0,3	—	7,4
Песчаные, гравийные и щебеночные . .	Более 40 000	25	До 30	5,0	3,0	1,9	0,3	7,0	8,8
Рыхлые, кроме песчаных, гравийных и щебеночных . .	Более 40 000	25	26	5,5	3,0	1,65	0,4	7,5	8,8
То же	Более 40 000	25	До 30	5,8	3,0	1,65	0,45	7,8	9,1

менты верхнего строения пути и земляного полотна, *м*

Двухпутевая траншея						Трехпутевая траншея						
$Ш_о$	$Ш_{вс}$	a_2	E_1	$b_л$	$b_к$	$Ш_о$	$Ш_{вс}$	a_2	E_1	E_2	$b_л$	$b_к$
9,1	7,1	0,25	4,1	—	11,9	14,1	12,1	0,2	4,1	5,0	—	16,5
9,1	7,1	0,25	4,1	11,1	12,9	14,1	12,1	0,2	4,1	5,0	16,1	17,9
9,6	7,1	0,35	4,1	11,6	12,9	14,6	12,1	0,3	4,1	5,0	16,6	17,9
9,9	7,1	0,4	4,1	11,9	13,2	14,9	12,1	0,35	4,1	5,0	16,9	18,2

Таблица 77

Размеры элементов траншей при автомобильном транспорте

Условия применения		Элементы земляного полотна автомобильных дорог, *м*												
		Однополосное движение							Двухполосное движение					
породы основания	грузоподъемность автосамосвала, *т*	$П$	a_3	$Ш_0$	a_1	a_2	$b_л$	$b_к$	$2П$	$Ш_0$	a_1	a_2	$b_л$	$b_к$
Скальные и полускальные	10—12	3,5	2,0	7,5	1,0	—	—	9,5	7,0	9,0	1,0	—	—	11,0
	25—27	4,0	1,75						8,0	10,0				12,0
	40—45	4,5	1,5						9,0	11,0			—	13,0
Песчаные, гравийные и щебенистые	10—12	3,5	2,0	7,5	1,6	1,0	9,5	10,7	7,0	9,0	1,6	1,0	11,0	12,2
	25—27	4,0	1,75						8,0	10,0			12,0	13,2
	40—45	4,5	1,5						9,0	11,0			13,0	14,2
Рыхлые грунты, кроме песчаных, гравийных и щебенистых	10—12	3,5	2,0	7,5	2,2	1,0	9,5	11,9	7,0	9,0	2,2	1,0	11,0	13,4
	25—27	4,0	1,75						8,0	10,0			12,0	14,4
	40—45	4,5	1,5						9,0	11,0			13,0	15,4

Ширина траншеи понизу при вводе отвалообразователя в карьер определяется по выражению

$$в = Г\cos\gamma' - h'\operatorname{ctg}\alpha + Д + \varepsilon,\ м, \qquad (663)$$

где ε — минимальное безопасное расстояние между нижней бровкой борта траншеи и наиболее выступающей частью ходового устройства отвалообразователя со стороны его отвальной консоли в процессе его поворота, $м$ ($\varepsilon = 2\ м$).

Уменьшить ширину траншеи понизу можно, если вводить отвалообразователь без приемной консоли, а последнюю монтировать уже в карьере.

Минимальная ширина капитальных (наклонных) траншей понизу при их проведении комплексами машин непрерывного действия производительностью 5000 $м^3/ч$ $\left(\text{ЭРШР} = 1600\frac{40}{7}\text{ и ОРШ-5000/185}\right)$ и по условию ввода машин этого комплекса в карьер приведена в табл. 78.

Таблица 78

Минимальная ширина наклонных траншей понизу

Определяющее условие	Ограничение по параметрам машин непрерывного действия	Минимальная ширина траншеи понизу, $м$	Глубина траншеи, $м$
Ввод горнотранспортного оборудования в карьер	Экскаватор ЭРШР-1600 $\frac{40}{7}$	30,0	—
	Отвалообразователь ОШР-5000/185	64,3	—
	Отвалообразователь ОШР-5000/185 без приемной консоли	32,0	—
Проведение траншеи машинами непрерывного действия	Экскаватор ЭРШР-1600 $\frac{40}{7}$ с ленточными конвейерами	51,0	—
	Экскаватор ЭРШР-1600 $\frac{40}{7}$ и отвалообразователь ОШР-5000/185 без заоткоски верхней части борта . .	70,2 88,8 107,0	20 30 40
	Экскаватор ЭРШР-1600 $\frac{40}{7}$ и отвалообразователь ОШР-5000/185 с заоткоской борта траншеи	69,3	—

Углы откосов бортов траншеи для различных категорий крепости пород, по данным института Гипронеметруд, приведены в табл. 79.

Таблица 79

Углы откосов бортов капитальных и разрезных траншей

Группа пород	Наименование пород	Коэффициент крепости по шкале М. М. Протодьяконова	Угол откоса борта траншеи, *град*	
			рабочего	нерабочего
Скальные очень крепкие	Наиболее крепкие, плотные и вязкие кварциты и базальты. Очень крепкие гранитовые породы. Кварцевый порфир, очень крепкий гранит, кремнистый сланец. Самые крепкие песчаники и известняки	15—20	80—90	75—85
Скальные крепкие	Гранит, гранитовые крепкие песчаники и известняки. Кварцевые рудные жилы. Крепкий конгломерат. Известняки (крепкие). Некрепкий гранит. Крепкие песчаники. Крепкий мрамор. Доломит	8—14	70—80	65—75
Скальные	Обыкновенный песчаник. Песчанистые сланцы. Сланцевые песчаники. Некрепкий песчаник и известняк. Мягкий конгломерат. Разнообразные сланцы. Плотный мергель. Крепкий глинистый сланец	3—7	60—70	55
Тяжелые грунты	Тяжелая ломовая глина, в том числе, твердая юрская и мягкая карбоновая. Жирная глина и тяжелый суглинок с примесью щебня, гальки, строительного мусора	1—2	50—60	45—55
Средние грунты	Моренная глина с валунами. Сланцевая глина. Крупная галька размером до 90 *мм*	1—2	45—60	40—55
Легкие грунты	Жирная мягкая глина, легкий суглинок, гравий. Сырой песок. Влажный и рыхлый лёсс. Почвенно-растительный слой, торф, песок, супесь с примесью щебня	0,6—0,8	35—40	25—40

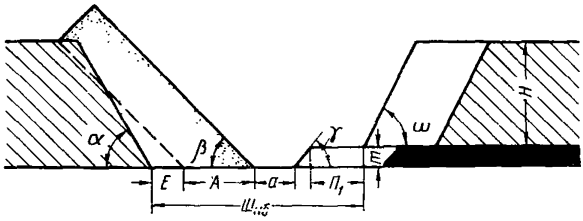


Рис. 194. Схема к определению ширины разрезной траншеи понизу для бестранспортной системы разработки

Разрезные траншеи служат для создания первоначального фронта вскрышных и добычных работ на каждом уступе и для размещения забоев и оборудования.

Разрезные траншеи являются, как правило, горизонтальными и (реже) слабонаклонными выработками. Они начинаются от капитальных траншей и разрезают уступы по заданному направлению, обычно от одной из его границ к другой.

Уклоны разрезных траншей обычно принимают 0,003—0,005, что обеспечивает сток воды.

Ширина разрезной траншеи понизу, предназначаемой для отработки карьера или основного вскрышного уступа по бестранспортной системе разработки, определяется по формуле (рис. 194)

$$Ш_{нб} = П_1 + m \operatorname{ctg} \gamma + a + A + E, \ м, \tag{664}$$

где $П_1$ — опережение добычного уступа вскрышным, *м*;

m — мощность пласта полезного ископаемого, *м*;

γ — угол откоса добычного уступа, *град*;

a — расстояние между нижними бровками добычного уступа и отвала, *м*;

A — ширина экскаваторной заходки, *м*;

E — расстояние между нижней бровкой нерабочего борта траншеи и нижней начальной бровкой первой отвальной заходки, *м*;

$$E = 0{,}5H \ (\operatorname{ctg} \beta - \operatorname{ctg} \alpha), \ м, \tag{665}$$

H — высота основного вскрышного уступа, *м*;

β — угол откоса отвала, *град*;

α — угол откоса нерабочего борта разрезной траншеи, *град*.

Ширина разрезной траншеи понизу применительно к комплексам машин непрерывного действия при отработке основного вскрышного уступа по транспортно-отвальной системе разработки определяется по формулам:

а) при установке отвалообразователя на кровле или почве пласта полезного ископаемого с отсыпкой породы из первой отвальной

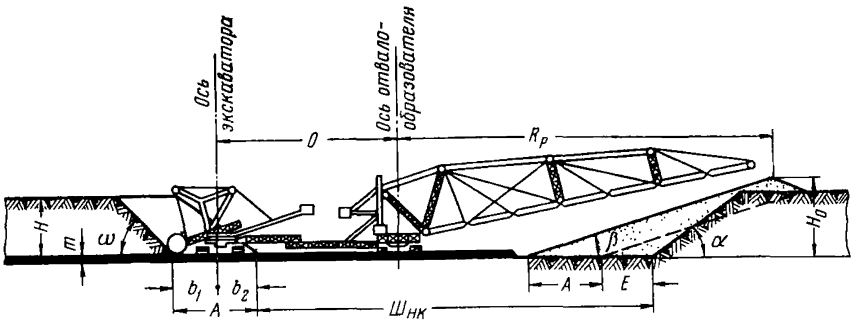


Рис. 195. Схема к определению ширины разрезной траншеи понизу при установке отвалообразователя на кровле пласта полезного ископаемого

заходки при расположении отвальной консоли отвалообразователя перпендикулярно фронту работ (рис. 195)

$$Ш_{нк} = O - b_2 + R_р - H_0 \operatorname{ctg} \beta + A + E, \text{ м}, \quad (666)$$

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

b_2 — ширина внешней части экскаваторной заходки, *м*;

$R_р$ — радиус разгрузки отвалообразователя, *м*;

H_0 — высота отвала по гребню, *м*;

б) при установке отвалообразователя на почве пласта полезного ископаемого с отсыпкой породы из первой отвальной заходки при расположении отвальной консоли отвалообразователя под некоторым углом к фронту работ (рис. 196)

$$Ш_{нп} = O + b_1 + R_р - kcH \operatorname{ctg} \beta + 0{,}25A + 0{,}5H (\operatorname{ctg} \beta - \operatorname{ctg} \alpha), \text{ м}, \quad (667)$$

где b_1 — ширина внутренней части экскаваторной заходки, *м*;

k — коэффициент разрыхления пород в отвале;

c — коэффициент удлинения вскрышного фронта работ по отношению к отвальному.

Длина разрезной траншеи соответствует длине фронта работ по полезному ископаемому и устанавливается при проектировании систем разработки. При применении комплексов машин непрерывного действия она определяется по формуле

$$L_д = \frac{Q}{HS_г} - H \operatorname{ctg} \alpha, \text{ м}, \quad (668)$$

где Q — годовая производительность транспортно-отвального комплекса машин непрерывного действия, $м^3$;

$S_г$ — годовое подвигание фронта работ, *м*.

При проведении разрезной траншеи в скальных породах ширина ее по подошве b должна обеспечивать безопасность движения транспортных средств и размещение проходческого оборудования, а также возможность выемки экскаватором породы первой заходки после

проведения траншеи торцовым забоем. Для этого сечение траншеи рассчитывается на размещение развала породы и забойных транспортных коммуникаций при выемке первой заходки (рис. 197). При высоте уступа 20 *м* и более ширина развала в крепких породах может достигать 50—70 *м*; ширина траншеи с учетом оставления транспортной полосы в этом случае должна быть не менее 60—80 *м*.

Более точно ширина разрезной траншеи устанавливается при рассмотрении способов и схем ее проведения.

Технологические схемы способов проведения траншей различаются:

а) по способу перемещения (транспортирования) горной массы из забоев в отвалы или на склады;

б) по способу выемки горной массы;

в) по способу погрузки горной массы;

г) по взаимной расстановке основного проходческого оборудования.

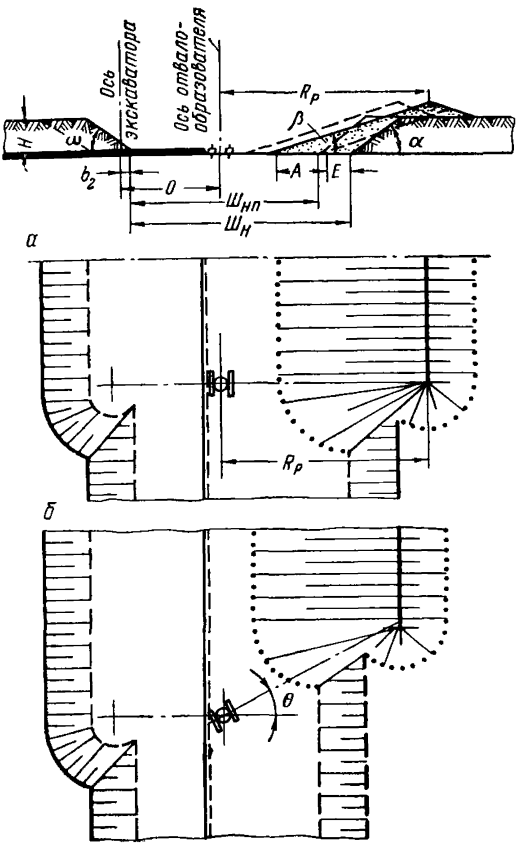


Рис. 196. Схема к определению ширины разрезной траншеи понизу при установке отвалообразователя на почве пласта полезного ископаемого:

а — отвальная консоль отвалообразователя расположена по нормали к фронту работ; *б* — отвальная консоль отвалообразователя расположена под углом к отвальному фронту работ

На этом основании в существующих способах проведения траншей можно выделить следующие группы технологических схем:

а) бестранспортного способа — схемы предусматривающие размещение пород от проведения траншеи на одном или обоих ее бортах или в непосредственной от них близости;

б) транспортного способа — схемы предусматривающие применение на проведении траншей мехлопат и вывозку породы за контуры карьера средствами колесного транспорта;

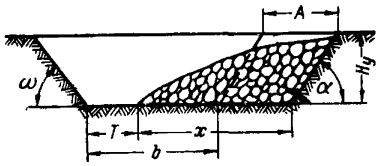


Рис. 197. Схема к определению ширины разрезной траншеи

в) проведения траншей с применением многоковшовых экскаваторов — схемы основанные на транспортно-отвальном и транспортном способах доставки пород;

г) специальных способов проведения траншей, к которым относятся гидромеханизированный способ, проведение траншей колесными скреперами, способ массовых взрывов на выброс и др.;

д) комбинированного способа — схемы при котором часть породы размещается непосредственно на бортах траншеи при помощи проходческого оборудования, а другая часть вывозится за пределы траншеи.

Выбор способа проведения траншей зависит от:
рельефа местности и характера пород по трассе траншеи;
возможности образования отвалов на бортах траншеи;
необходимых размеров поперечного сечения траншей;
типа и рабочих параметров проходческого оборудования;
установленного срока проведения.

При выборе экскаваторов для проведения траншей должна учитываться возможность использования этих экскаваторов в период эксплуатации карьера.

§ 2. Технологические схемы бестранспортного способа проведения траншей

Бестранспортным способом траншеи проводятся драглайнами и механическими лопатами по простой схеме экскавации или с переэкскавацией. Отвалы могут располагаться на одном или двух бортах траншеи.

Бестранспортный способ включает ряд технологических схем проведения траншей.

1. Драглайном с размещением породы на обоих бортах:
при прямолинейном ходе экскаватора по оси траншеи;
при зигзагообразном ходе экскаватора вдоль оси траншеи;
при выемке за несколько проходов экскаватора.
2. Драглайном с размещением породы на одном борту:
при прямолинейном ходе экскаватора вдоль оси траншеи;
при зигзагообразном ходе экскаватора вдоль оси траншеи;
при двойном ходе экскаватора.
3. Драглайнами с переэкскавацией.
4. Механической лопатой.
5. Проведение на косогорах.

Бестранспортная схема проведения траншеи драглайном с размещением породы на обоих бортах широко применяется в мягких породах и осо-

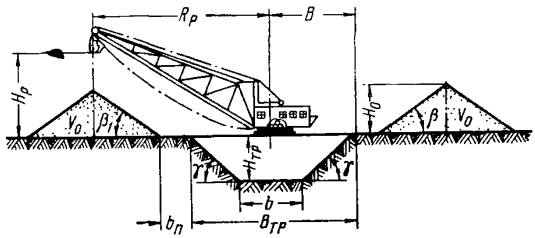


Рис. 198. Схема бестранспортного проведения траншеи драглайном при размещении породы на обоих бортах

бенно в период строительства карьера при проведении капитальных и разрезных траншей прямолинейным ходом экскаватора (рис. 198).

Глубина траншеи $H_{тр}$ не должна превышать глубину черпания экскаватора $H_ч$, т. е. $H_{тр} \leqslant H_ч$; высота отвала H_0 не должна превышать высоту разгрузки экскаватора $H_р$, т. е. $H_0 \leqslant H_р$.

Расстояние от оси траншеи до центра навала не должно превышать радиус разгрузки экскаватора, т. е.

$$R_р \geqslant \frac{b}{2} + H_{тр} \operatorname{ctg} \gamma + b_п + H_0 \operatorname{ctg} \beta. \tag{669}$$

Институтом Центрогипрошахт рекомендуются следующие формулы для определения основных параметров траншей:

$$H_0 = \frac{-(R_р - b_п) + \sqrt{(R_р - b_п)^2 + \left(\frac{2 \operatorname{ctg} \gamma}{R_р \operatorname{ctg} \beta} - 1\right)\left[(R_р - b_п)^2 - \frac{b^2}{4}\right]}}{\frac{2 \operatorname{ctg} \gamma}{R_р} - \operatorname{ctg} \beta}; \tag{670}$$

$$H_{тр} = \frac{-b + \sqrt{b^2 + \frac{b}{R_р} H_0 \operatorname{ctg} \gamma \operatorname{ctg} \beta}}{2 \operatorname{ctg} \gamma}; \tag{671}$$

$$F = \frac{b + B_{тр}}{2} H_{тр} = \frac{2 H_0^2 \operatorname{ctg} \beta}{K}; \tag{672}$$

$$b = \frac{B_{тр}}{2}; \quad B_{тр} = b + 2 H_{тр} \operatorname{ctg} \gamma, \tag{673}$$

где γ — угол откоса борта траншеи, *град*;

$b_п$ — расстояние между нижней бровкой отвала и верхней бровкой борта траншеи, *м*;

$B_{тр}$ — ширина траншеи поверху, *м*.

Если необходимо увеличить ширину проводимой траншеи, то применяют зигзагообразный ход экскаватора вдоль продольной оси траншеи (рис. 199).

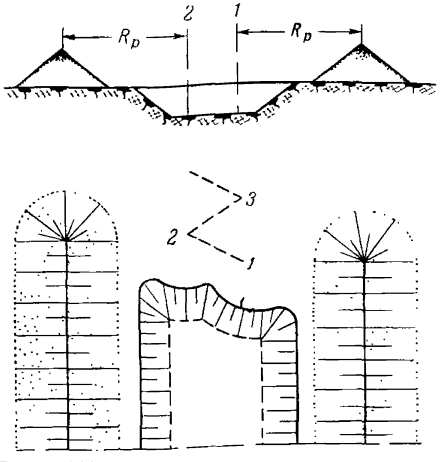


Рис. 199. Схема проведения траншеи при зигзагообразном перемещении драглайна

Более широкие траншеи проводят за два хода с размещением породы на обоих бортах, при этом работать могут одновременно два драглайна.

Бестранспортная схема проведения траншеи драглайном с размещением породы на одном борту часто применяется для проведения капитальных и разрезных траншей во время строительства карьера.

Если позволяют условия, экскаватор устанавливают по оси траншеи. Если же ширину траншеи надо увеличить или удалить отвалы на большее расстояние от траншеи, ось движения драглайна смещается к одному из бортов траншеи (рис. 200); расчетные формулы при этом имеют вид:

$$H_о = \frac{-(R_р + R_ч - b_п) + \sqrt{(R_р + R_ч - b_п)^2 + \left[\frac{2\,(\operatorname{ctg}\alpha + \operatorname{ctg}\gamma)}{K\operatorname{ctg}\beta} - 1\right][(R_р + R_ч - b_п)^2 - b]}}{\frac{2\,(\operatorname{ctg}\alpha + \operatorname{ctg}\beta)}{R_р} - \operatorname{ctg}\beta}; \quad (674)$$

$$H_{тр} = \frac{-b + \sqrt{b^2 + \frac{2}{K}\operatorname{ctg}\beta\,(\operatorname{ctg}\alpha + \operatorname{ctg}\gamma)\,H_о^2}}{\operatorname{ctg}\alpha + \operatorname{ctg}\gamma}; \quad (675)$$

$$F = \frac{b + B_{тр}}{2} H_{тр} = \frac{H_о^2 \operatorname{ctg}\beta}{K}; \quad (676)$$

$$B_{тр} = b + H_{тр}\,(\operatorname{ctg}\alpha + \operatorname{ctg}\gamma); \quad B = R_р - b_п - H_о \operatorname{ctg}\beta. \quad (677)$$

Для увеличения радиуса действия экскаватора можно применить зигзагообразный или двойной ход шагающего драглайна.

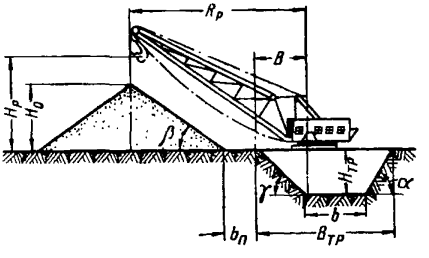


Рис. 200. Схема проведения траншеи драглайном с размещением породы на одном борту при смещенной к нему оси движения драглайна

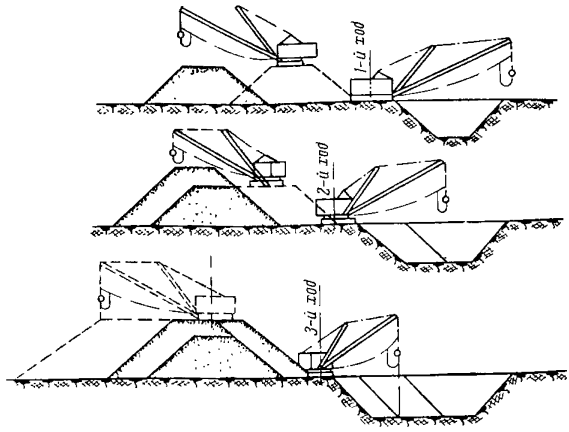


Рис. 201. Схема проведения траншеи драглайнами с кратной перевалкой породы

Бестранспортная схема проведения траншеи драглайном с переэкскавацией породы. При большом поперечном сечении траншеи схемы с непосредственной укладкой породы неприемлемы, поскольку емкость отвалов недостаточна для размещения извлекаемой породы. Вследствие этого в большинстве случаев бестранспортные схемы применяют с послойной выемкой и кратной перевалкой породы (рис. 201). Экономическая целесообразность таких схем проверяется конкретными расчетами. Опыт подтверждает целесообразность трех-четырехкратной перевалки породы вместо однократной погрузки и вывоза ее на отвалы средствами транспорта.

Определение коэффициента переэкскавации породы при проведении траншей драглайнами бестранспортным способом соответственно для однослойного и двухслойного одностороннего отвала производится по формулам:

$$N_1 = \frac{0{,}5B_{тр} + \dfrac{0{,}5KF}{H_o} + 2H_{тр}\operatorname{ctg}\beta + 0{,}5Ш_x - (R_ч - R_р)}{R_ч + R_р - \sqrt{H_{тр}K\operatorname{ctg}\beta}}; \qquad (678)$$

$$N_2 = \frac{0{,}5B_{тр} + \dfrac{0{,}25K}{H_р} + 3H_р + Ш_x - R_ч - R_р}{R_ч + R_р - \sqrt{Ш_x H_{тр} K\operatorname{ctg}\beta}} + 0{,}5, \qquad (679)$$

где $Ш_x$ — ширина хода экскаватора, *м*.

Бестранспортная схема проведения траншей с применением механической лопаты (рис. 202) используется сравнительно редко, главным образом в крепких породах, когда применение драглайнов невозможно.

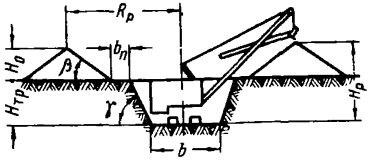


Рис. 202. Схема бестранспортного проведения траншей механической лопатой

Рабочие размеры механической лопаты ограничивают размеры поперечного сечения траншеи в большей степени, чем рабочие размеры драглайна. Поэтому по бестранспортной схеме механическими лопатами проводят траншеи ограниченных размеров.

Потребные максимальные параметры механической лопаты определяют по следующим зависимостям:

$$H_р \geqslant H_о + H_{тр}; \tag{680}$$

$$R_р \geqslant \frac{b}{2} + H_{тр} \operatorname{ctg} \gamma + b_п + H_о \operatorname{ctg} \beta. \tag{681}$$

Если необходимо провести траншею с большим сечением, чем позволяют рабочие параметры механической лопаты, применяют переэкскавацию породы этим же или дополнительным экскаватором, иногда проводят траншею в два слоя.

На рис. 203 показана бестранспортная схема проведения траншеи двумя экскаваторами с устройством вспомогательной площадки, которую образует драглайн. Породу, вынимаемую из нижней части траншеи, механической лопатой разгружают на вспомогательную площадку.

Ниже приведены формулы, определяющие зависимость потребной площади для отвала от площади сечения траншеи, параметров экскаваторов и физико-механических свойств пород.

Для однослойных односторонних отвалов:

при горизонтальной поверхности

$$L_о = \frac{KF}{H_р} + H_р \operatorname{ctg} \beta + \frac{Ш_х}{2}; \tag{682}$$

при наклонной поверхности

$$L_о = \left(\frac{KF}{H_р} + \frac{H_р \sin 2\beta}{\cos 2\varphi - \cos 2\beta} + \frac{Ш_х}{2} \right) \cos \varphi, \tag{683}$$

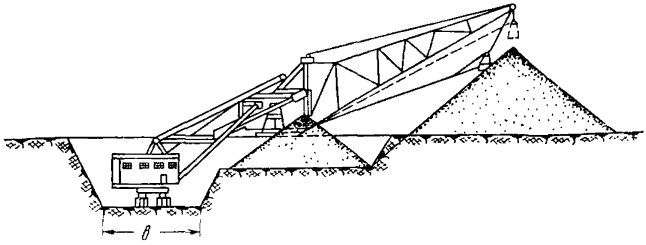


Рис. 203. Схема бестранспортного проведения траншеи механической лопатой с перевалкой драглайном

где L_o — наименьшая потребная ширина площадки на борту траншеи для расположения отвалов, *м*;

φ — уклон поверхности, *град*.

Для двухслойных односторонних отвалов:

при горизонтальной поверхности

$$L_o = \frac{K}{2H_p} + 2H_p \operatorname{ctg} \beta + \frac{Ш_x}{2}; \qquad (684)$$

при наклонной поверхности

$$L_o = \left(\frac{KF}{2H_p} + \frac{2H_p \sin \beta}{\cos 2\varphi - \cos 2\beta} + \frac{Ш_x}{2} \right) \cos \varphi. \qquad (685)$$

Проведение траншеи на косогорах. Проведение траншеи на косогоре (полутраншей) можно осуществлять транспортным и бестранспортным способами. Достоинства бестранспортного способа проведения предопределяют его преимущественное распространение при проведении траншей на косогорах достаточной крутизны.

Порода, получаемая от проведения траншеи и укладываемая ниже по косогору (рис. 204), в последующем, при разработке нижнего уступа, переваливается вторично и вывозится средствами транспорта. Эффективность такой организации работ в большинстве случаев безусловна. При этом обеспечивается быстрота подготовки новых горизонтов, высокое использование оборудования и минимальные размеры подошвы траншеи. Объем породы, переваливаемой вторично, относительно невелик, а условия последующей выемки и транспортирования этой породы благоприятны, поскольку работы по своему характеру относятся не к строительным, а к эксплуатационным.

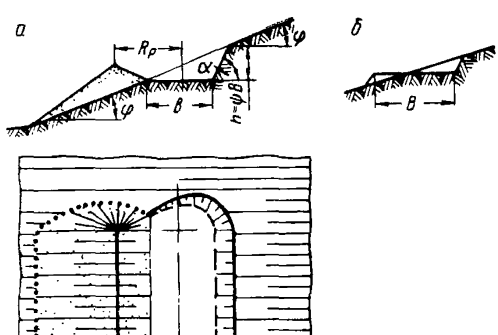


Рис. 204. Схема проведения трашеи на косогоре с созданием бермы:

а — за счет подрывки; *б* — за счет подрывки и насыпи

Использование драглайнов в скальных породах затруднительно, и вследствие этого проведение осуществляется, как правило, механическими лопатами. Имея в виду, что высота подрывки (борта траншеи) составляет $h = \psi b$ (рис. 204, *а*), а

$$\psi = \frac{\operatorname{tg}\alpha \operatorname{tg}\varphi}{\operatorname{tg}\alpha - \operatorname{tg}\varphi}, \tag{686}$$

параметры экскаваторов могут быть определены из выражений: радиус разгрузки

$$R_р = H_р \operatorname{ctg}\varphi + 0{,}5b, \ м; \tag{687}$$

высота разгрузки

$$H_р = b\sqrt{K\frac{\psi}{2}\operatorname{tg}\rho\frac{\operatorname{tg}\beta - \operatorname{tg}\varphi}{\operatorname{tg}\beta\operatorname{tg}\varphi}}, \ м. \tag{688}$$

При проведении траншей на относительно пологих косогорах (до 10—15°) в скальных породах, когда оползни исключены, ширина подошвы траншеи может быть образована за счет подрывки и за счет выравнивания отвальной насыпи (рис. 204, *б*).

Минимальная потребная ширина подрывки по целику

$$X = \frac{b_к(\operatorname{ctg}\beta - \operatorname{ctg}\varphi)}{1 + \sqrt{\operatorname{ctg}\beta - \operatorname{ctg}\alpha}}, \ м. \tag{689}$$

Эта формула получается из условия достижения потребной ширины траншеи b и равенства площадей выемки и отвала с учетом коэффициента разрыхления пород.

§ 3. Технологические схемы транспортного способа проведения траншей

Технологические схемы транспортного способа проведения траншей могут быть подразделены по виду транспорта: с погрузкой в средства железнодорожного, автомобильного и комбинированного транспорта.

Проведение траншей механической лопатой с погрузкой в средства железнодорожного транспорта. По классификации института Гипроруда (рис. 205) выделяются следующие схемы проведения траншей: с нижней погрузкой одним экскаватором (схемы 1, 1а, 2); с нижней погрузкой спаренными экскаваторами (схемы 3, 3а, 3б); с верхней погрузкой (схемы 4 и 4а); послойно (схемы 5 и 5а); с комбинированной погрузкой (схема 6). Классификация технологических схем проведения разрезных траншей приведена в табл. 80. Проведение капитальных траншей с погрузкой в средства железнодорожного транспорта осуществляется по аналогичным схемам. Скорость и стоимость проведения траншей в зависимости от высоты уступа и типов погрузочного транспортного оборудования для рассматриваемых технологических схем приведены в табл. 81 (режим работы экскаваторов — трехсменный, при прерывной рабочей неделе).

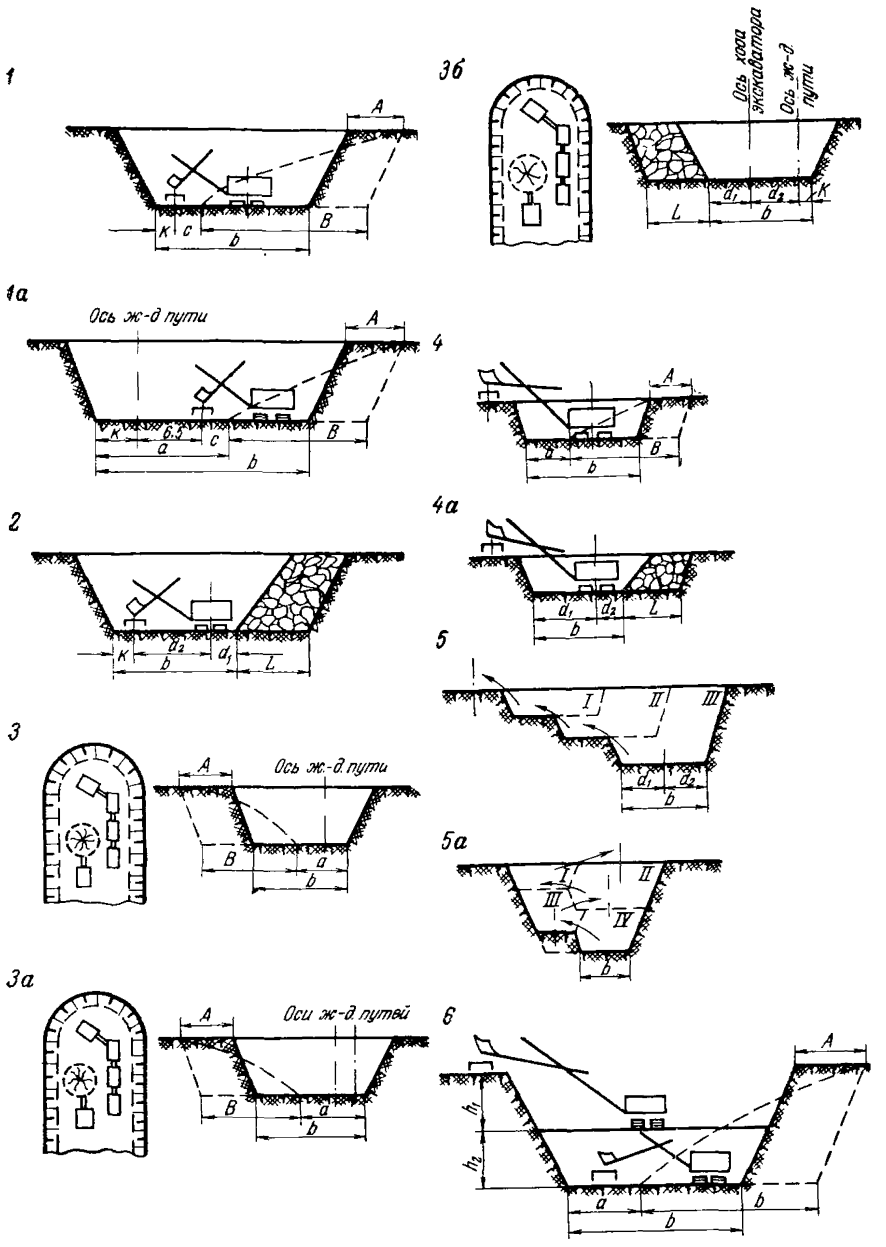


Рис. 205. Технологические схемы проведения траншей с погрузкой в средства железнодорожного транспорта

Таблица 80

Классификация технологических схем проведения разрезных траншей с погрузкой в средства железнодорожного транспорта (по данным Гипроруды)

Технологические схемы (рис. 205)	Способ проведения	Способ погрузки	Организация погрузочно-транспортных работ	Организация буровзрывных работ	Минимальная ширина траншеи по условиям
1. Проходка траншей на высоту уступа с нижней погрузкой при укладке одного пути	Сплошным забоем на высоту уступа	Нижняя (на горизонте установки)	Погрузка экскаватором в один вагон	Рыхление блока узкой полосой $Ш_{рых}=b$	Размещения одного пути и навала от первой заходки $b=B+a-A$
1а. Проходка траншеи на высоту уступа с нижней погрузкой при укладке двух путей	То же	То же	То же	То же	Размещения двух путей и навала от первой заходки $b=B+a-A$
2. Проходка траншеи узким забоем на высоту уступа с нижней погрузкой при рыхлении широкой полосой	»	»	»	Рыхление блока широкой полосой $Ш_{рых}=b+L$	Размещения одного пути и погрузочного оборудования $b=d_1+d_2+K$
3. Проходка траншеи на высоту уступа спаренными экскаваторами при укладке одного пути	»	»	Спаренная погрузка двумя экскаваторами в два-три вагона	Рыхление блока узкой полосой $Ш_{рых}=b$	Размещения одного пути и навала от первой заходки $b=B+a-A$
3а. Проведение траншеи на высоту уступа спаренными экскаваторами при укладке двух путей	»	»	То же	То же	Размещения двух путей и навала от первой заходки $b=B+a-A$
3б. Проведение траншеи узким забоем на высоту уступа спаренными экскаваторами при рыхлении широкой полосой	»	»	»	Рыхление блока широкой полосой $Ш_{рых}=b+L$	Размещения одного пути и погрузочного оборудования $b=d_1+d_2+K$
4. Проведение траншеи узким забоем на высоту уступа с верхней погрузкой при рыхлении узкой полосой	»	Верхняя (на высоту уступа)	Погрузка экскаваторами ЭВГ-4, ЭВГ-6 с удлиненным оборудованием	Рыхление блока узкой полосой $Ш_{рых}=b$	Размещения одного пути и навала от первой заходки $b=B+a-A$
4а. Проведение траншеи узким забоем на высоту уступа с верхней погрузкой при рыхлении широкой полосой	»	То же	То же	Рыхление блока широкой полосой $Ш_{рых}=b+L$	Разворота экскаватора $b=2\left(r+\frac{0{,}8}{\sin\alpha}-h_{п}\operatorname{ctg}\alpha\right)$
5. Послойное проведение траншеи с верхней погрузкой при укладке путей на один борт	Послойный	Верхняя (на высоту слоя)	Погрузка экскаватором с нормальным оборудованием с укладкой путей на один борт	Рыхление блока на всю глубину широкой полосой $Ш_{рых}=b+L$	То же
5а. Проведение траншеи с верхней погрузкой с попеременной укладкой путей на оба борта	То же	То же	Погрузка экскаватором с нормальным оборудованием с переменной укладкой путей на оба борта	То же	»
6. Проведение траншеи двумя слоями с комбинированной погрузкой	»	Комбинированная (верхняя и) нижняя)	Погрузка верхнего слоя удлиненным оборудованием, нижнего — нормальным оборудованием	Рыхление блока на всю глубину узкой полоски $Ш_{рых}=b$	Размещения двух путей и навала от первой заходки $b=B+a-A$

Таблица 81

Скорость и стоимость проведения траншей при железнодорожном транспорте (по данным Гипроруды)
(в числителе — *м/месяц*, в знаменателе — *руб/м*)

Высота уступа, м	Тип оборудования		Способы проведения траншей									
	погрузочного	транспортного	на высоту уступа с нижней погрузкой при укладке одного пути (схема 1)	на высоту уступа с нижней погрузкой при укладке двух путей (схема 1а)	узким забоем на всю высоту уступа с нижней погрузкой (схема 2)	на высоту уступа спаренными экскаваторами при укладке одного пути (схема 3)	на высоту уступа спаренными экскаваторами при укладке двух путей (схема 3а)	на высоту уступа спаренными экскаваторами узким забоем (схема 3б)	на высоту уступа с верхней погрузкой с учетом навала от первой заходки (схема 4)	на высоту уступа с верхней погрузкой узким забоем (схема 4а)	на высоту слоя с верхней погрузкой (схема 5) при параллельной выемке слоев двумя-тремя экскаваторами	на высоту слоя с верхней погрузкой (схема 5) при последовательной выемке слоев одним экскаватором
10	ЭКГ-4,6	ВС-80	180 121,85	150 147,66	202 110,70	274 123,52	232 149,90	292 112,22	272 * 124,64	367 * 80,34	375 105,06	310 102,04
	ЭКГ-8И	ВС-100	232 112,35	202 136,27	232 116,03	352 114,02	315 138,31	345 117,76	—	—	490 94,40	450 91,37
12	ЭКГ-4,6	ВС-80	150 152,00	127 182,09	165 135,13	225 154,13	202 184,65	254 137,01	210 * 155,21	293 * 98,31	270 145,49	230 141,22
	ЭКГ-8И	ВС-100	195 139,88	165 167,52	195 141,95	300 142,00	254 170,10	300 144,11	—	—	392 113,18	374 109,45
15	ЭКГ-4,6	ВС-80	115 197,75	98 234,51	127 176,36	180 200,61	157 237,91	202 178,90	210 * 205,36	232 ** 57,19	195 201,08	163 195,00
	ЭКГ-8И	ВС-100	150,0 181,54	127 215,20	157 180,76	240 184,37	208 218,59	246 183,60	—	—	264 172,43	242 166,58
	ЭКГ-12,5	ВС-180	210 172,16	180 204,18	180 207,29	307 176,07	270 208,83	275 213,13	—	—	344 166,48	328 160,13
20	ЭКГ-8И	ВС-100	103 285,96	92 330,17	115 257,72	165 290,60	143 335,53	180 261,89	—	—	192 254,42	165 245,53
	ЭКГ-12,5	ВС-180	143 278,11	127 320,07	135 280,77	225 284,62	195 327,58	217 296,65	—	—	286 202,35	265 194,88

* Тип оборудования: ЭВГ-4И, ВС-80.
** Тип оборудования: ЭВГ-6И, ВС-100.

Проведение траншей механической лопатой с погрузкой в автомобили. По классификации института Гипроруда (рис. 206) выделяются следующие схемы проведения траншей: с тупиковой схемой подачи самосвалов к экскаватору (схема 1); с кольцевой схемой подачи самосвалов к экскаватору (схема 2); с подачей самосвалов к экскаватору по схеме с двумя тупиками (схема 3); с разворотом самосвалов в нишах (схема 4). Классификация технологических схем проведения траншей приведена в табл. 82, а их технико-экономические показатели — в табл. 83.

Проведение траншей механической лопатой с погрузкой в средства комбинированного транспорта. Институтом Гипроруда выделяются две технологические схемы: послойное проведение траншей экскаваторами с удлиненным (схема 1) и нормальным оборудованием (схема 1а) и погрузкой соответственно в средства железнодорожного и автомобильного транспорта (рис. 207, табл. 82).

Анализ всех рассмотренных схем показывает, что наиболее эффективной является схема 3, (см. рис. 206) предусматривающая одновременную подачу к экскаватору двух автосамосвалов и обеспечивающая наибольшую скорость проведения траншей. При применении

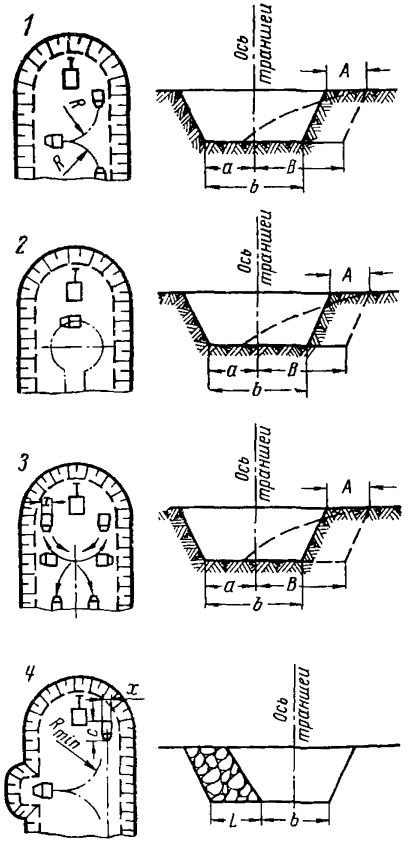


Рис. 206. Технологические схемы проведения траншей с погрузкой в автомобильный транспорт

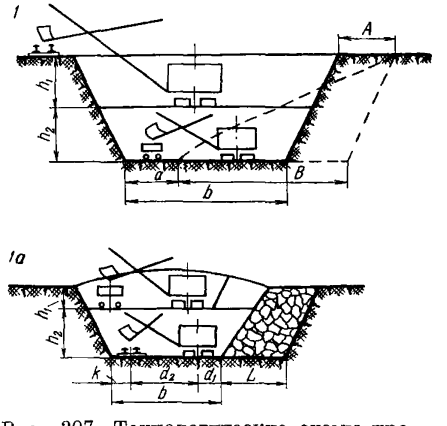


Рис. 207. Технологические схемы проведения траншей с погрузкой в комбинированный транспорт

Таблица 82

Классификация технологических схем проведения траншей с применением автомобильного и комбинированного транспорта (по данным Гипроруды)

Технологические схемы	Способ проведения	Способ погрузки	Организация погрузочно-разгрузочных работ	Организация буровзрывных работ	Минимальная ширина траншеи по условиям
Автомобильный транспорт					
Проведение траншеи на высоту уступа при тупиковой подаче самосвалов к экскаватору (рис. 206, 1)	**Сплошным забоем на высоту уступа**	**Погрузка (на горизонте установки)**	**Тупиковый разворот самосвалов под погрузку**	**Рыхление блока узкой полосой** $Ш_{рых} = b$	**Размещения транспортной полосы и навала от первой заходки** $b = B + a - A$
Проведение траншеи на высоту уступа при кольцевой подаче самосвалов к экскаватору (рис. 206, 2)	То же	То же	**Кольцевой разворот самосвала под погрузку**	То же	**Разворота машин при** $h = 10$ *м*, **размещения проездной части и навала при других высотах уступа** $b = B + a - A$
Проведение траншеи на высоту уступа при подаче самосвалов к экскаватору по схеме с двумя тупиками (рис. 206, 3)	»	»	**Подача самосвалов под погрузку двумя тупиками**	»	**Размещения проездной части и навала при** $h = 20$ *м* $b = B + a - A_1$ **разворота самосвалов при других высотах** $b = R_{min} + \frac{x}{2} + l_c + 1{,}5$
Проведение траншеи на высоту уступа с разворотом самосвалов в нишах при рыхлении траншеи широкой полосой (рис. 206, 4)	»	**Нижняя погрузка (на горизонте установки)**	**Подача самосвалов под погрузку разворотом в нишах**	**Рыхление блока широкой полосой** $Ш_{рых} = b + L$	**Разворота самосвалов** $b = R_{min} + \frac{x}{2} + l_c + 1{,}5$
Комбинированный транспорт					
Послойное проведение траншеи удлиненным и нормальным оборудованием с комбинированным транспортом при рыхлении узкой полосой (рис. 207, 1)	**Послойный**	**Комбинированная погрузка (верхняя и нижняя)**	**Верхний слой грузится экскаватором с удлиненным оборудованием в железнодорожный состав на высоту слоя; нижний слой — экскаватором с нормальным оборудованием в автосамосвалы**	**Рыхление блока на всю глубину узкой полосой** $Ш_{рых} = b$	**Размещения транспортной полосы и навала от первой заходки** $b = B + a - A$
Послойное проведение траншеи нормальным оборудованием с комбинированным транспортом при рыхлении широкой полосой (рис. 207, 1а)	То же	То же	**Оба слоя грузятся экскаваторами с нормальным оборудованием в средства железнодорожного и автомобильного транспорта**	**Рыхление блока широкой полосой** $Ш_{рых} = b + L$	**Размещения одного пути и погрузочного оборудования** $b = d_1 + d_2 + K$

железнодорожного транспорта наиболее целесообразна схема проведения траншей с верхней погрузкой при применении экскаваторов с удлиненным оборудованием (схема 4а) (см. рис. 205), а при достаточном количестве средств для путеукладочных работ — послойное проведение (схема 5). При необходимости быстрой подготовки горизонта и наличии достаточного количества погрузочного оборудования эффективна схема со спаренной работой экскаваторов (схема 3б).

Таблица 83

Скорость и стоимость проведения траншей при автомобильном транспорте

(по данным Гипроруды)

(в числителе — *м/месяц*, в знаменателе — *руб/м*)

Высота уступа, *м*	Тип оборудования		Способ проведения траншей			
	погрузочного	транспортного	при тупиковой схеме подачи самосвалов к экскаватору (схема 1)	при кольцевой схеме подачи самосвалов к экскаватору (схема 2)	при подаче самосвалов к экскаватору по схеме с двумя тупиками (схема 3)	с разворотом самосвалов в нишах (схема 4)
10	ЭКГ-4,6	БелАЗ-540	217 / 156,54	247 / 158,19	277 / 159,18	270 / 130,45
12	ЭКГ-8И	БелАЗ-548	330 / 149,37	357 / 151,24	397 / 153,15	352 / 143,24
	ЭКГ-4,6	БелАЗ-540	180 / 197,21	202 / 191,45	232 / 192,79	217 / 161,35
12	ЭКГ-8И	БелАЗ-548	262 / 187,59	307 / 183,28	338 / 185,39	292 / 177,64
15	ЭКГ-4,6	БелАЗ-540	135 / 259,58	157 / 252,34	180 / 245,12	165 / 214,48
	ЭКГ-8И	БелАЗ-548	202 / 246,68	240 / 238,17	270 / 235,53	232 / 227,34
20	ЭКГ-8И	БелАЗ-548	135 / 394,01	157 / 384,61	180 / 375,90	165 / 328,92

§ 4. Технологические схемы проведения траншей с применением многоковшовых экскаваторов

Многоковшовые экскаваторы (цепные и роторные) могут работать в сочетании с железнодорожным, автомобильным и конвейерным транспортом при проведении траншей в мягких покрывающих породах. Наиболее эффективно они используются при совместной работе с транспортом непрерывного действия — конвейерами, при которых использование их во времени достигает 90%.

Роторные экскаваторы малой и средней производительности могут успешно использоваться в сочетании с железнодорожным и автомобильным транспортом (рис. 208).

В настоящее время разработаны новые высокоэффективные схемы проведения траншей с применением мощных роторных экскаваторов, консольных отвалообразователей и ленточных конвейеров.

Проведение траншей оборудованием непрерывного действия можно осуществлять транспортным, транспортно-отвальным и комбинированным способами. Выбор способа проведения траншей в основном предопределяется системой разработки и горно-транспортным оборудованием, принимаемыми на период эксплуатации карьера.

Транспортный способ проведения траншей характеризуется двумя схемами механизации производства горных работ:

а) забой — роторный экскаватор — конвейер — отвалообразователь — отвал;

б) забой — роторный экскаватор — отвалообразователь (для перегрузки пород из траншеи на конвейер, уложенный на борту) — конвейер — отвалообразователь — отвал.

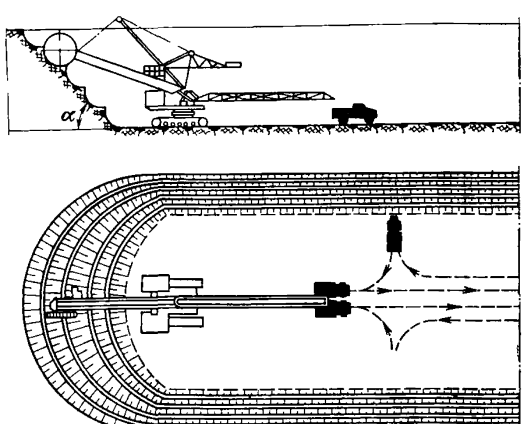


Рис. 208. Схема проведения траншей роторным экскаватором в сочетании с автомобильным транспортом

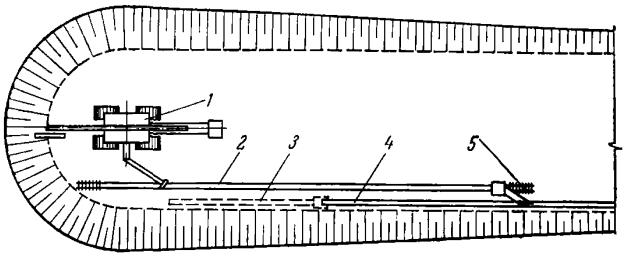


Рис. 209. Схема проведения капитальной траншеи:

1 — роторный экскаватор; *2* — проходческий конвейер; *3* — монтирующийся забойный конвейер; *4* — забойный конвейер; *5* — рельсовый путь

В. И. Печковским и А. А. Чернеговым предложена схема проведения траншей, заключающаяся в следующем (рис. 209).

На месторождениях с мягкими покрывающими породами, где для отработки передового уступа или всей вскрыши приняты роторные экскаваторы, а транспортировка пород осуществляется ленточными конвейерами с укладкой их в отвалы отвалообразователями, это же оборудование может применяться для капитальных и разрезных траншей.

Для этого к эксплуатационному оборудованию необходимо иметь проходческий ленточный конвейер на рельсовом ходу. В качестве проходческого ленточного конвейера может использоваться принятый для эксплуатации конвейер, который монтируется на ходовые рельсовые тележки. Этот конвейер устанавливается параллельно забойному конвейеру и перемещается вслед за подвиганием забоя по рельсовым путям при помощи тяговой лебедки или роторного экскаватора. Порода с разгрузочного барабана проходческого конвейера передается на забойный конвейер по наклонному желобу.

При проведении наклонной траншеи вслед за подвиганием роторного экскаватора проходческий конвейер спускается по рельсовому пути; движение его контролируется тяговой лебедкой, устанавливаемой на поверхности для предохранения от ухода в забой; конвейер должен быть оборудован упорными стопорами, устанавливаемыми со стороны хвостового барабана конвейера.

При проведении горизонтальной траншеи вслед за роторным экскаватором проходческий конвейер передвигается к забою по рельсам, поэтому параллельно с проведением траншеи можно начинать монтаж следующего забойного конвейера. Рельсовый путь по мере подвигания забоя разбирается по звеньям и наращивается со стороны забоя.

Длина проходческого ленточного конвейера в зависимости от длины принятых ставов забойных конвейеров может быть равной длине или половине длины последних.

Вторая из технологических схем транспортного способа проведения траншеи предусматривает использование роторного экскаватора в комплексе с перегружателем и отвалообразователем, который перегружает вскрышу через передвижной бункер на конвейер, установленный на борту траншеи.

Транспортно-отвальный способ проведения траншей осуществляется одноименным комплексом машин непрерывного действия с размещением строительной вскрыши отвалообразователем непосредственно на нерабочем борту карьера (рис. 210).

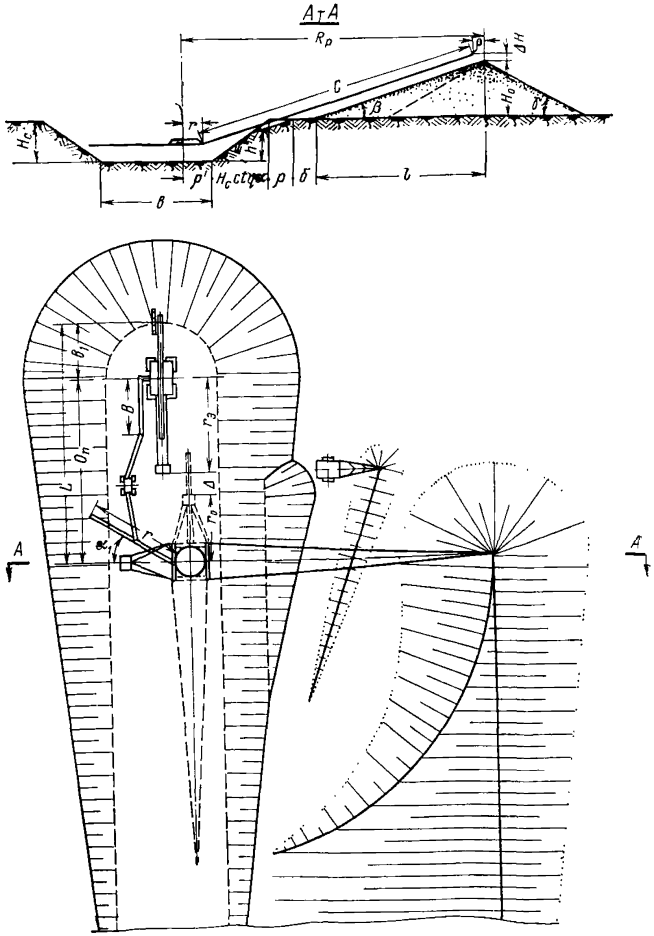


Рис. 210. Схема транспортно-отвального способа проведения траншей

Особенность работы экскаватора ЭРШР-1600$\frac{40}{7}$ в сочетании с отвалообразователем ОШР-5000/185 при проведении траншей состоит в том, что последний должен передвигаться вслед за экскаватором и расстояние между их осями вращения $O_п$ ограничивается длиной противовесов и безопасным расстоянием между ними:

$$O_п = r_о + \Delta + r_э, \ м, \tag{690}$$

где $r_о$, $r_э$ — радиусы вращения соответственно отвалообразователя и экскаватора, *м*;

Δ — безопасное расстояние между противовесами отвалообразователя и экскаватора, *м*.

При такой расстановке экскаватора и отвалообразователя их совместная работа без перегружателя невозможна.

Необходимая длина перегружателя l' для названного комплекса машин составляет 60 *м* и определяется по формуле

$$l' = O_п - B - (r - l_к) \sin \alpha, \ м, \tag{691}$$

где B — длина разгрузочной консоли экскаватора, *м*;

r — длина приемной консоли отвалообразователя, *м*;

$l_к$ — величина перекрытия приемной консоли отвалообразователя разгрузочной консолью перегружателя, *м*; $l_к = 5 \div 23$ *м*.

Предельная глубина наклонной траншеи, проводимой комплексом машин непрерывного действия производительностью 5000 $м^3/ч$, для наиболее распространенных горнотехнических условий определяется по формуле

$$H = 180 + 0{,}54b - \sqrt{180 - 0{,}54b)^2 - 12\,692}, \ м. \tag{692}$$

Технологические схемы проведения разрезных траншей. Наиболее характерными и эффективными из этих схем являются следующие:

Схема I предусматривает проведение разрезной траншеи транспортно-отвальным способом (рис. 211).

Предельная глубина разрезной траншеи, проводимой этим способом, составляет 16—18 *м* и для наиболее распространенных горнотехнических условий определяется по формуле

$$H = 149{,}6 + 0{,}54Ш_н - \sqrt{(149{,}6 + 0{,}54Ш_н)^2 - 8770}, \ м. \tag{693}$$

Строительство карьера начинается с проведения транспортно-отвальным способом наклонной траншеи, минимальная ширина которой составляет 69,3 *м*.

Расширение пионерной траншеи до проектных контуров разрезной осуществляется этим же способом продольными или поперечными заходками.

Грузотранспортная связь с добычным горизонтом будет осуществляться по съезду, созданному при подсыпке строительной вскрыши к нерабочему борту карьера.

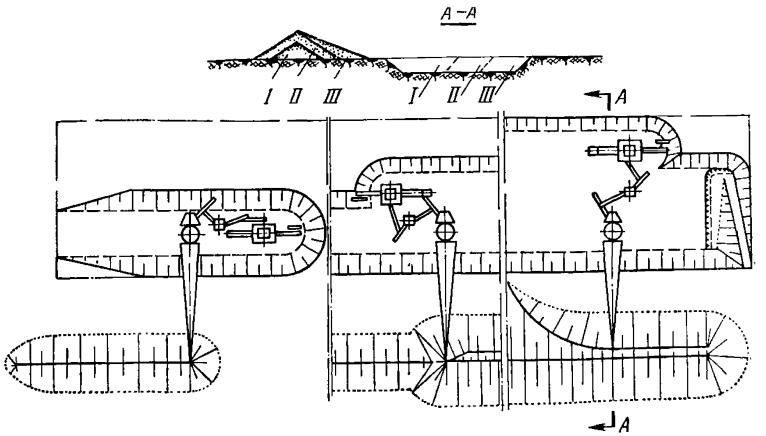


Рис. 211. Схема транспортно-отвального способа проведения разрезной траншеи

Наклонная траншея, которая в процессе проведения разрезной траншеи используется для грузотранспортной связи с добычным горизонтом, к концу строительства после ввода всего эксплуатационного оборудования в карьер, погашается (отрабатывается).

Схема II предусматривает послойное проведение разрезной траншеи: верхний слой отрабатывается транспортно-отвальным способом, нижний — транспортным (рис. 212).

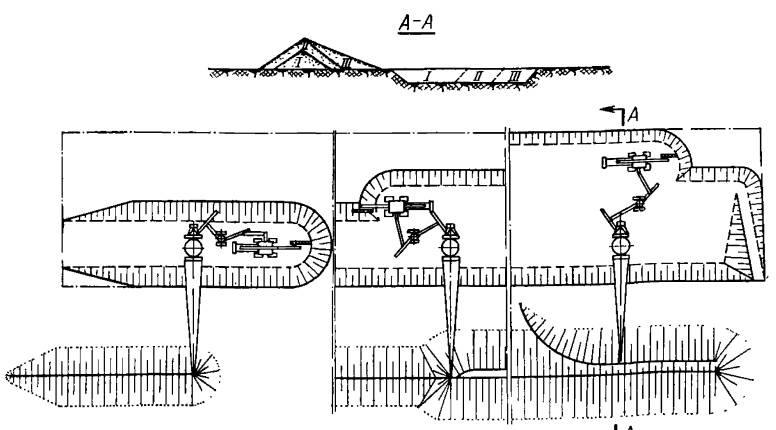


Рис. 212. Схема послойного проведения разрезной траншеи глубиной до 58 *м*

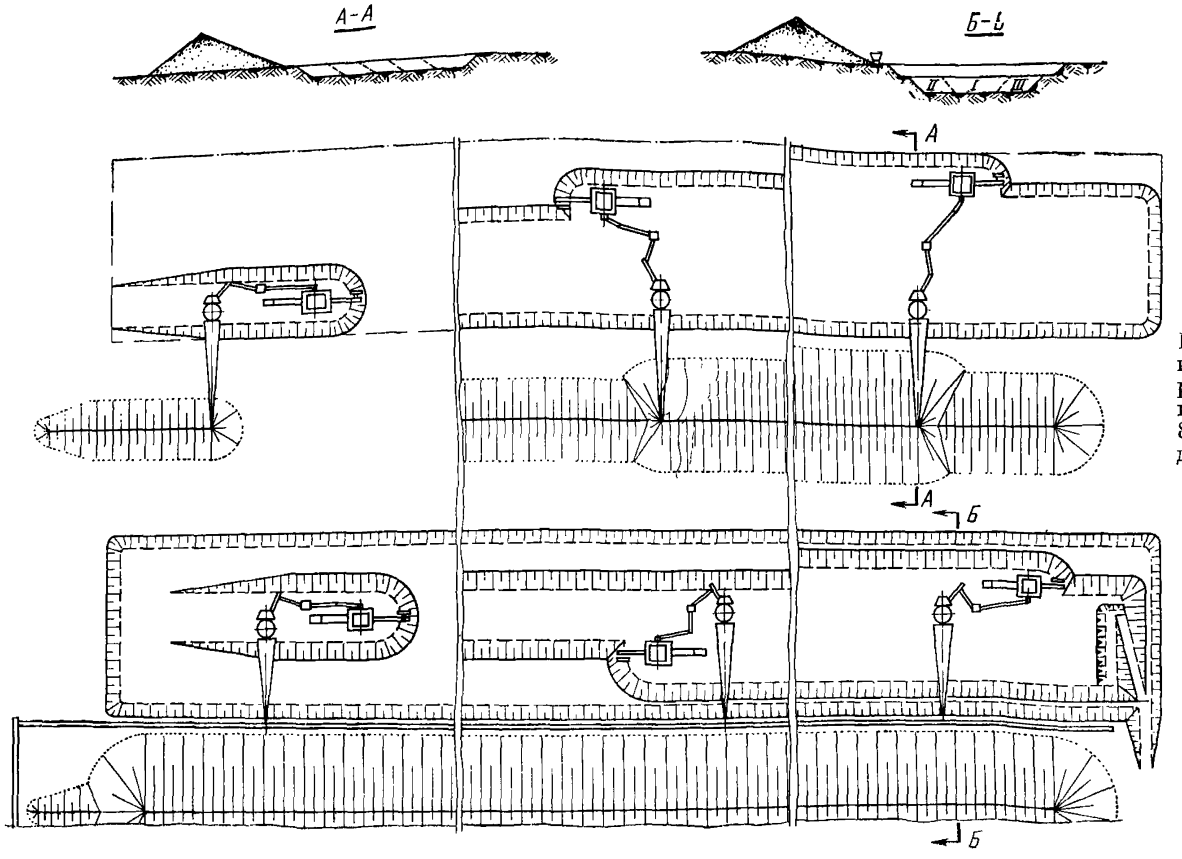


Рис. 213. Схема проведения разрезной траншеи глубиной до 80 *м* по очередям

Значительная часть работ по проведению траншеи (40—65%) может быть выполнена транспортно-отвальным способом.

Поскольку высота верхнего слоя не будет превышать 18 *м*, а нижнего 40 *м* (высота черпания экскаватора), то и рассматриваемая схема проведения разрезной траншеи применима до глубины ее заложения 58 *м*.

Схема III в отличие от предыдущих схем предусматривает проведение разрезных траншей глубиной до 80 *м* по очередям, т. е. разделение разрезной траншеи по длине на два участка (рис. 213).

Такой порядок проведения разрезной траншеи обеспечивает меньшую длину конвейеров и, следовательно, наименьшие капитальные затраты на приобретение горно-транспортного оборудования.

Данная схема проведения разрезной траншеи предусматривает следующую организацию горных работ:

а) транспортным способом проводится пионерная траншея со стороны торца у нерабочего борта разрезной траншеи на полную ее длину;

б) по дну пройденной пионерной траншеи укладываются конвейеры на первом участке разрезной траншеи;

в) транспортным способом производится расширение пионерной траншеи первого участка до проектной ширины разрезной траншеи;

г) после создания достаточного опережения работ на первом участке (3—4 заходки) осуществляется проведение траншеи по основному уступу транспортным способом при помощи экскаватора и отвалообразователя ОШР-5000/185, который перегружает строительную вскрышу на конвейер, уложенный на кровле основного уступа нерабочего борта траншеи;

д) после окончания работы по проведению траншеи по передовому уступу на первом участке транспортный комплекс машин переводится на проведение траншеи на втором участке, отработка которого осуществляется в аналогичной последовательности.

Чтобы сократить расстояние транспортирования пород устраивают временные траншеи на границе участков и в торцах, предназначенных для установки конвейеров.

§ 5. Технологические схемы специальных способов проведения траншей

Проведение траншей с применением скреперов. Обычной является одиночная работа каждого колесного скрепера; при больших расстояниях перевозки (более 500 *м*) могут применяться агрегаты из двух-четырех скреперов с одним тягачом.

Эффективность применения колесных скреперов существенно зависит от условий и масштаба горных работ. В условиях влажных (с влажностью более 15—20%) и вязких пород при наличии в грунтах валунов применение скреперов нецелесообразно.

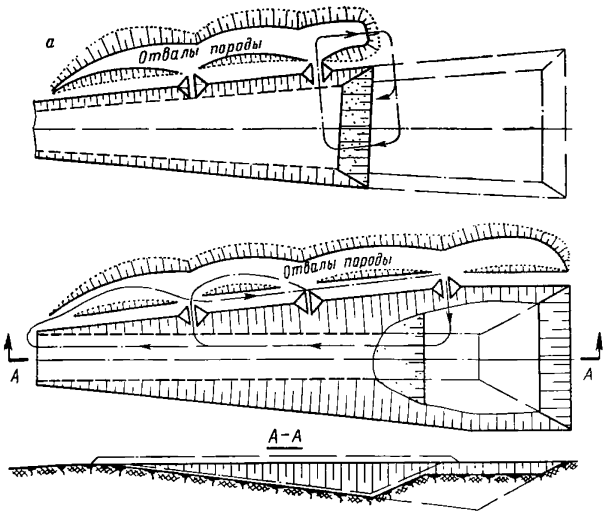


Рис. 214. Схема проведения траншеи колесными скреперами:
а — выемка верхнего слоя; *б* — выемка второго слоя

Достоинства колесных скреперов при выполнении горнокапитальных работ — высокая маневренность, а также возможность:

а) раздельной выемки пород со сложной структурой;
б) выемки промерзших пород тонкими стружками по мере их оттаивания;
в) ведения горных работ на небольших, территориально разбросанных участках;
г) создания широкого фронта работ и использования нескольких скреперов при проведении траншеи;
д) интенсивного производства горных работ в начальный период строительства до поступления мощного горного и транспортного оборудования, а также подвода электроэнергии и т. д.

К недостаткам скреперных работ относятся их зависимость от климатических и метеорологических условий и резкое снижение эффективности при увеличении расстояния доставки.

Различают схемы движения скреперов по эллиптическому замкнутому кольцу и в виде двусторонней петли (восьмерки).

Первая схема применяется при поперечной перевозке породы, когда насыпь развивается параллельно выемке на небольшом расстоянии от нее (рис. 214). Вторая схема используется при расстоянии перевозки более 150—200 *м*; в этом случае груженые и порожние скреперы следуют по одной дороге, связывающей выемку с отвалом.

Взрывной способ проведения траншей заключается в применении на трассе траншеи массовых направлен-

ных взрывов на выброс с размещением породы на обоих или в основном на одном борту траншеи. Применение массового взрыва позволяет создать траншеи значительной длины в относительно короткие сроки.

В зависимости от размеров сечения траншеи и ее назначения могут применяться два основных варианта массового взрыва.

Схема простого взрыва с двусторонним выбросом породы приведена на рис. 215, *а*. Заряды могут быть однорядными, двухрядными и многорядными.

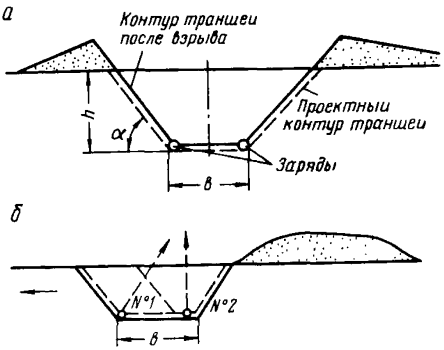


Рис. 215. Взрывной способ проведения траншей:

а — с двусторонним выбросом породы; *б* — схема направленного взрыва с односторонним выбросом породы

Основной недостаток такой схемы: беспорядочный разброс породы на оба борта траншеи и значительное заполнение траншеи падающей взорванной породой. Относительно удовлетворительные результаты такой способ дает только при проведении узких неглубоких траншей.

Схема направленного взрыва с односторонним выбросом породы приведена на рис. 215, *б*.

Этот способ основывается на двух-, трех- и четырехрядном расположении зарядов. Направленность взрыва достигается увеличением зарядов, располагаемых ближе к рабочему борту (заряд № 1), а также при короткозамедленном взрывании.

Расчет зарядов производится специально для каждого массового взрыва, а расстояние между зарядами определяется по условиям эффективности выброса породы и получения траншеи нужного поперечного сечения.

Недостатки взрывного способа проведения траншей, ограничивающие область его применения:

а) опасность массовых взрывов для окружающих зданий и сооружений;

б) беспорядочный разброс породы на территории карьера, что осложняет дальнейшую разработку;

в) необходимость после взрыва производить экскаваторные работы для расчистки траншей и придания им нужного профиля;

г) относительно большой расход ВВ и вследствие этого высокая стоимость проходческих работ.

Проведение траншей с применением гидромеханизации осуществляется в относительно мягких и легкоразмываемых породах при наличии электроэнергии и достаточных источников воды.

При проведении траншей с применением гидромеханизации создается начальный котлован размером не менее 10×10 *м* для расположения оборудования и дальнейшей выемки грунта по проектному профилю траншеи.

Начальный котлован создается обычно механическими средствами — драглайнами, грейферными экскаваторами и т. п. Иногда он создается размывом пород с постепенно опускающимся забоем или с применением гидроэлеваторов.

Размыв пород может производиться встречным и попутным забоем. Для размыва попутным забоем необходимо провести вначале траншейную выемку до границ блока для стока пульпы; затем траншейную выемку расширяют до установленных границ. Размыв встречным забоем имеет наибольшее распространение и предусматривает разработку уступа с подбойкой, что приводит к периодическому обрушению значительных объемов пород и более легкому их размыву. Энергия струи воды при встречном забое используется наиболее полно, однако на подошве траншеи остаются недомывы, а работа (особенно передвижка оборудования) осложняется из-за увлажнения рабочей площадки.

Шаг передвижки оборудования устанавливается по возможной высоте недомыва $h_н$:

$$l_п = \frac{h_н}{i}. \qquad (694)$$

Величина уклона i зависит от состава пород и условий стока пульпы, обычно $i = 0{,}02—0{,}05$.

Для сокращения передвижек землесоса при подвигании фронта работ практикуется наращивание всасов до 50—60 *м*, после чего землесосная установка переносится в новое положение. Недомыв убирается драглайнами, бульдозерами и иногда гидросмывом при противоположном направлении струи.

§ 6. Технологические схемы комбинированного способа проведения траншей

К схемам этого способа прибегают в случаях, когда рабочие параметры драглайна или механической лопаты недостаточны для проведения траншеи полным сечением по бестранспортной схеме, а наличие вспомогательного и эксплуатационного горно-транспортного оборудования позволяет для проведения траншей применять комбинации различных способов с целью сокращения сроков проведения траншей.

Возможны следующие наиболее характерные группы схем комбинированного способа проведения траншей:

1) нижнюю зону разрабатывают механической лопатой, драглайном, роторным или цепным экскаватором с погрузкой пород в железнодорожные вагоны, автомобили или на конвейер, а верхнюю — драглайном с размещением породы на одном из бортов траншеи;

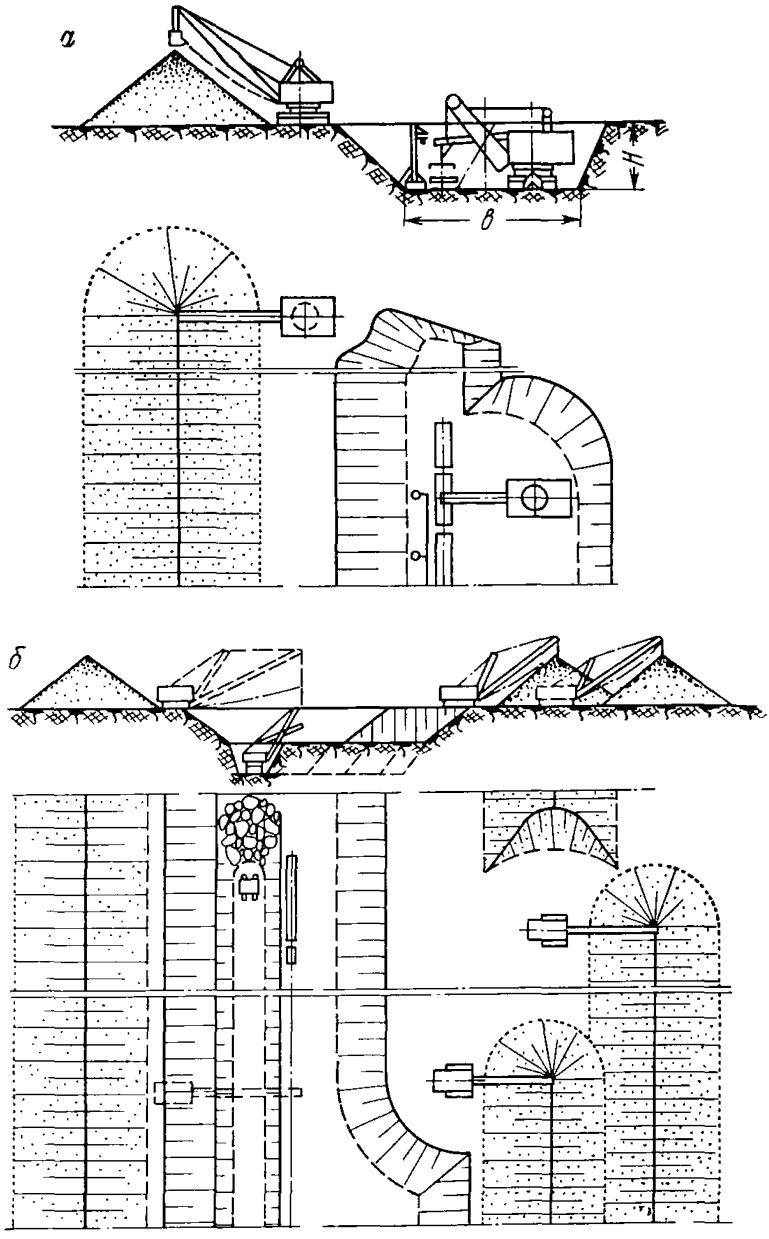


Рис. 216. Схема комбинированного способа проведения траншеи драглайном и механической лопатой

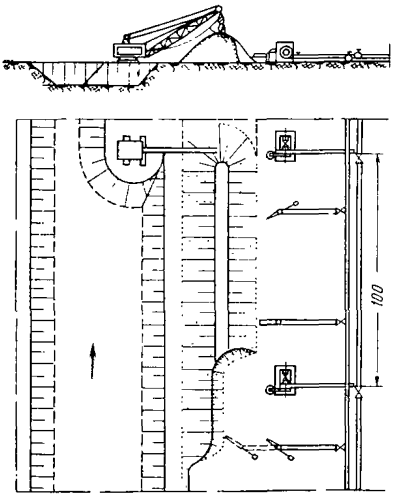
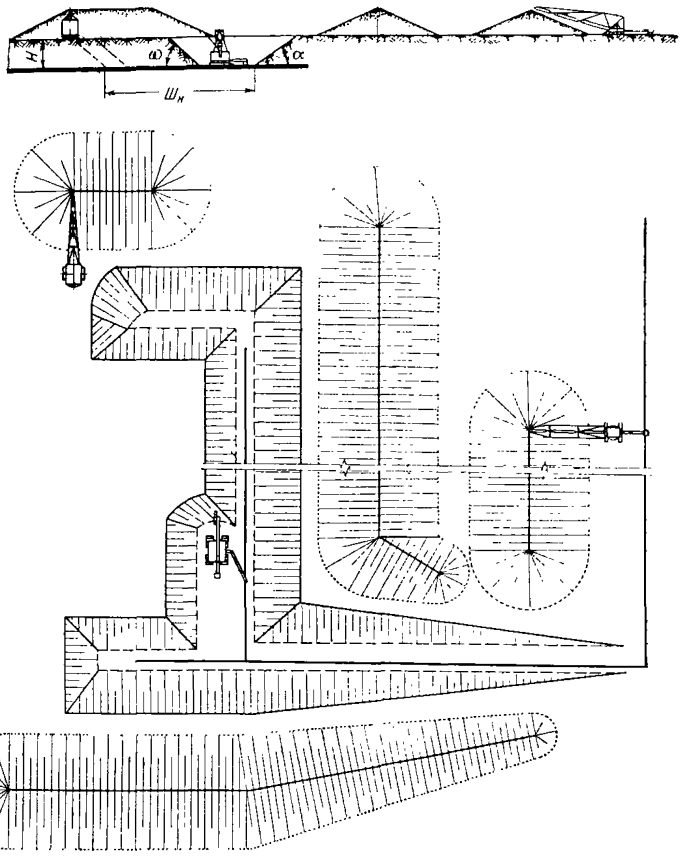


Рис. 217. Схема комбинированного способа проведения траншей драглайном в сочетании с гидромониторами

Рис. 218. Схема комбинированного способа проведения траншей мощными экскаваторами-драглайнами и комплексами машин непрерывного действия



2) нижняя зона отрабатывается аналогично предыдущей схеме, а верхняя — транспортно-отвальным способом (роторным экскаватором с отвалообразователем) с размещением породы на одном из бортов траншеи;

3) в начальный период проведения траншеи используется драглайн (бестранспортная схема) или мехлопаты в сочетании с транспортом на проведении пионерной траншеи, в дальнейшем проведение осуществляется другим типом оборудования (например, комплексами машин непрерывного действия);

4) первоначально проведение траншей осуществляется вспомогательным горно-транспортным оборудованием с целью создания фронта работ и их ускорения, в дальнейшем проведение траншей осуществляется эксплуатационным оборудованием (монтаж которого должен быть завершен) или вспомогательным, но по измененной технологической схеме.

Некоторые из технологических схем проведения траншеи комбинированным способом приведены на рис. 216, 217, 218.

Глава XIII

Организация строительства и производственная структура карьера

§ 1. Виды работ подготовительного периода

Строительство карьера разделяется на периоды: подготовительный, основного строительства и ввода карьера в эксплуатацию (ликвидационный период строительства).

В подготовительный период оформляется управление строительством и организуется снабжение необходимым оборудованием и материалами. В этот же период осуществляется строительство подъездных железных и автомобильных дорог, прирельсовых складов строительных материалов и оборудования, взрывчатых и горюче-смазочных материалов, линий электропередач и связи, электростанций и распределительных киосков, предприятий местных строительных материалов, административно-бытовых и коммунальных сооружений, бурозаправочной, механической и деревообделочной мастерских, сооружений по водоснабжению, дамб, плотин, если они необходимы, а также проводится система нагорных канав, осуществляется отвод рек и осушение озер в районе проходческих и горно-капитальных работ.

Непосредственному выполнению горностроительных работ предшествуют мероприятия по подготовке карьерного поля.

Автомобильные и железные дороги, проходящие в пределах технических границ, а также различные жилые и бытовые сооружения относятся к искусственным препятствиям.

Каждому карьеру выделяется земельный участок (горный отвод), в пределах которого и осуществляются мероприятия в соответствии с проектом. Объем работ подготовительного периода устанавливается каждый раз в соответствии с природными условиями района месторождения.

При открытых разработках в освоенных сельскохозяйственных районах особое значение имеет сохранение сельскохозяйственной ценности земельных площадей. При разработке горизонтальных или слабонаклонных месторождений, залегающих на небольшой глубине, представляется возможным сохранить земельные участки для их сельскохозяйственного использования. Для этого верхний почвенный слой необходимо снимать отдельно от основной массы вскрытых пород при помощи скреперов и бульдозеров и размещать

поверх отвалов вскрыши, располагаемых в выработанном пространстве. При разработке наклонных и крутопадающих залежей и при невозможности внутреннего отвалообразования для размещения отвалов используют площади, малопригодные для сельского хозяйства.

§ 2. Организация выемочно-погрузочных, транспортных и отвальных работ в основной период строительства карьера

В этот период осуществляется строительство постоянных промышленных, жилищно-бытовых и коммунальных объектов, выполняется предусмотренный объем горнокапитальных работ, проводятся дренажные и осушительные выработки, а также производится монтаж основного горного, транспортного и технологического оборудования.

В последние годы при строительстве ряда железорудных карьеров СССР достигнуты темпы углубления горных работ, которые стали возможны благодаря новым техническим и технологическим решениям, нашедшим применение и внедренным на проведении наклонных капитальных и разрезных траншей. Опыт строительства глубоких карьеров большой производственной мощности показывает, что при наличии налаженных транспортных коммуникаций, отвалов, вспомогательных цехов и организационных условий строительства могут быть достигнуты высокие среднегодовые показатели углубления горных работ (табл. 84).

К горнокапитальным работам относятся проведение капитальных, разрезных, дренажных и водоотливных траншей, работы по разносу бортов и сооружению подземных дренажных выработок до положения, соответствующего сдаче карьера в эксплуатацию.

Организационной основой для осуществления полного комплекса горностроительных работ карьера служит календарный план строительных работ, в котором указываются раздельно по каждому горизонту и объекту объемы работ, последовательность и сроки их выполнения, а также оборудование, предназначенное для их выполнения.

Проведением наклонной траншеи создается доступ транспорту, т. е. вскрывается рабочий горизонт. Проведением разрезной траншеи на каждом горизонте создают первоначальный фронт горных работ на уступе. Дальнейшие работы по разносу одного или обоих бортов разрезной траншеи на каждом уступе до контуров, соответствующих сдаче карьера в эксплуатацию, относятся к горнокапитальным работам. Горнокапитальные работы выполняются на отстроенных уступах с налаженными транспортными связями и вследствие этого по условиям работ и составу производственных процессов они аналогичны эксплуатационным работам на действующих предприятиях.

Таблица 84

Интенсивность горных работ при строительстве железорудных карьеров СССР (по данным А. А. Ещенко)

Карьеры	Породы	Вид транспорта	Скорость углубки карьера, *м/год*	Скорость подвигания фронта рабочих уступов		Продолжительность строительства, лет
				м/год	*м/месяц*	
ЮГОК	Скальные	Железнодорожный	5—7	50—100	5—15	2,8
ЮГОК	То же	То же	10—13	70—100	6—15	2,9
ЦГОК	»	Автомобильный, железнодорожный	25—35	100—800	10—150	4,0
Соколовский	Рыхлые	Автомобильный		50—140	5—20	—
	Рыхлые, полускальные	То же	10—20	50—200	5—18	4,0
	То же	Железнодорожный	—	30—150	3—15	—
Сарбайский	»	Автомобильный	10—55	80—410	7—100	4,0
	Рыхлые	Железнодорожный	—	50—130	4—20	—
Михайловский	Рыхлые, скальные	Автомобильный	8—30	80—290	5—50	2,9

§ 3. Обеспечение строительства карьера рабочей силой и электроэнергией. Тепло- и водоснабжение

Строительство карьеров связано с привлечением большого числа трудящихся в новые, неосвоенные районы. Число строительных рабочих, особенно при интенсивном строительстве, превышает в два — четыре раза штат трудящихся после сдачи карьера в эксплуатацию.

Весь штат строящегося предприятия по видам производства делится на три группы, в каждой из которых различают категории работников по роли их в процессе производства.

Первая группа, наибольшая по численности, включает трудящихся основного производства, т. е. работников, занятых на строительно-монтажных работах. Вторую группу составляют работники подсобных производств данной стройки и третью — трудящиеся обслуживающих хозяйств.

Ориентировочно среднесписочный состав рабочих основных категорий на строительстве может быть определен по формуле

$$N=\frac{CK}{PT},\ \text{чел.},\qquad (695)$$

где C — сумма капитальных затрат на строительно-монтажные работы, тыс. руб.;

K — коэффициент, соответствующий среднему удельному весу рабочих данной категории в общем составе рабочих;

P — среднегодовая выработка одного рабочего, занятого на строительно-монтажных работах, тыс. руб.;

T — нормативный срок строительства предприятия, лет.

Выбор схемы электроснабжения строительной площадки зависит от источников питания и их расположения, величины потребляемой мощности и размещения потребителей по территории площадки.

Общую мощность электроснабжения определяют в зависимости от периодов и условий строительства по формуле

$$N_э=1{,}10\left(\frac{K_с\sum P_с}{\cos\varphi}+K_с\sum P_в+K_с\sum P_н\right),\ \textit{квт},\qquad (696)$$

где $K_с$ — показатель одновременности загрузки потребителей электроэнергии (коэффициент спроса), равный для силовых потребителей 0,70—0,75, для осветительных узлов 0,8—1,0;

1,10 — коэффициент, учитывающий потери мощности в сети;

$\sum P_с$ — номинальная мощность силовых потребителей, *квт*;

$\sum P_в$ — потребители внутреннего освещения;

$\sum P_н$ — потребители наружного освещения.

Тепло при строительстве расходуется на отопление, санитарно-бытовые нужды, строительно-монтажные работы.

Наиболее распространенным теплоносителем для теплоснабжения строительства является насыщенный пар. Иногда применяется высокотемпературная вода.

Расход тепла на отопление рассчитывается по укрупненным показателям по формуле

$$Q = V_н q_0 (t_{вн} - t_{нар}),\ ккал/ч, \qquad (697)$$

где $V_н$ — объем здания по наружному обмеру, $м^3$;

q_0 — удельная тепловая характеристика здания, $ккал/ч \cdot м^3 \cdot град$;

$t_{вн}$ — средняя внутренняя температура отапливаемых помещений, $град$;

$t_{нар}$ — расчетная температура наружного воздуха, $град$.

При выборе источника теплоснабжения строительства в первую очередь следует ориентироваться на котельные, предназначенные для постоянного теплоснабжения, и лишь в случае отсутствия такой возможности использовать временные источники тепла. В качестве источников временного теплоснабжения в последнее время получили широкое распространение передвижные котельные установки, скомпонованные в зданиях сборно-разборного типа, а также комплексные котельные, смонтированные на салазках и перевозимые при помощи трайлера.

Выбор способа теплоснабжения строительства производится с учетом: срока работы установки; стоимости установки; эксплуатационных расходов топлива, зарплаты и материалов.

В последнее время в связи с переходом на тепловозную и электровозную тягу железнодорожного транспорта для промышленного и временного теплоснабжения находят применение паровозные котлы.

Источниками водоснабжения строительства могут быть существующие в районе строительства постоянный водопровод, открытые водоемы и подземные воды.

Вода расходуется на санитарно-бытовые, производственные и противопожарные нужды.

При достаточном дебите подземных вод, не требующих очистки, принимают объединенную систему хозяйственно-питьевого и производственного водоснабжения. В случае ограниченного дебита подземных вод принимают раздельное водоснабжение: питьевого — из подземных и производственного — из открытых водоемов.

Для строительста в первую очередь используют существующие системы и сети водоснабжения. При их отсутствии или невозможности использования действующих систем в подготовительный период строят постоянные (по основному проекту) водопроводные сооружения или расширяют действующие системы.

Обычно для нужд строительства применяется смешанная система водоснабжения, состоящая из постоянных и временных сооружений.

Максимальный часовой расход воды на производственные нужды

$$Q_1 = \frac{SAK_н}{n \cdot 1000},\ м^3, \qquad (698)$$

где S — число единиц транспорта, установок или объем строительных работ в максимальную смену;

A — удельные расходы воды на производственные нужды, *л*;

$K_н$ — коэффициент часовой неравномерности потребления воды;

n — число часов в смену.

Максимальный часовой расход воды на хозяйственно-питьевые нужды

$$Q_2 = \frac{N_1 A_1 K_н}{n \cdot 1000}, \ м^3, \tag{699}$$

где N_1 — максимальное число работающих в смену, чел.;

A_1 — удельный расход воды на одного работающего на хозяйственно-питьевые нужды, *л*.

Часовой расход свежей воды на питание котлов

$$Q_3 = \frac{PmB}{1000}, \ м^3, \tag{700}$$

где P — поверхность нагрева котла, $м^2$;

m — паропроизводительность с 1 $м^2$ поверхности нагрева котла, *кг* (ориентировочно от 15 до 30 *кг*);

B — расход свежей воды на 1 *кг* пара, *л* (при использовании конденсата принимается от 0,15—0,25 *л* на 1 *кг* пара).

Часовой расход на охлаждение двигателей внутреннего сгорания

$$Q_4 = W_i N \cdot 1{,}2, \ м^3, \tag{701}$$

где W_i — удельный расход воды на 1 *л. с. ч.* на охлаждение двигателя внутреннего сгорания, *л*;

N — мощность двигателя внутреннего сгорания, *л. с.*

§ 4. Организация строительства карьеров с применением метода сетевого планирования и управления

Строительство мощных карьеров, связанное с выполнением больших объемов горнокапитальных работ, сопряжено со значительными капитальными затратами, исчисляемыми сотнями миллионов рублей, и является сложной инженерной задачей.

Поэтому важно заранее знать степень напряженности работ на отдельных участках строительства, сроки начала и окончания работ различных объектов и сроки выполнения всего комплекса работ в целом, чтобы скорректировать их с директивными сроками и решить распределение во времени капиталовложений, людских и материальных ресурсов.

В этой связи необходимо внедрение новых методов планирования и управления, которые позволили бы:

разработать план строительства карьера, точно отображающий состояние и динамику хода работ по строительству;

обеспечивать оперативный контроль за ходом работ;

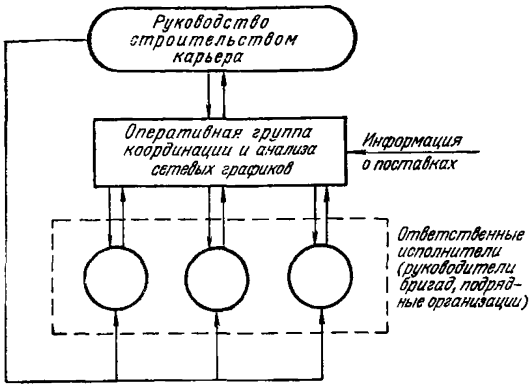


Рис. 219. Общая структура службы СПУ

определять возможные в процессе строительства затруднения, которые неизбежно возникают на таком сложном объекте, каким является современный строящийся карьер.

Одним из таких методов является широко применяемый в зарубежной практике, а в последнее время и в СССР метод сетевого планирования и управления (система СПУ), являющийся организационным механизмом управления производственной деятельностью людей, выполняющих комплекс работ с конечной целью — создание объекта (рис. 219).

Исходное планирование базируется на документах, в которых отражена структура строящегося карьера и определены официальные сроки сдачи карьера в эксплуатацию.

Такими документами могут быть соответствующие решения, постановления, технический проект.

На основании этих документов составляется структурная схема (дерево системы), которая представляет собой построенный по иерархическому принципу перечень основных работ. Она используется для закрепления ответственных исполнителей за разработку каждого элемента структурной схемы (рис. 220).

По каждому элементу нижнего уровня структурной схемы назначается ответственный исполнитель, который составляет частную сеть.

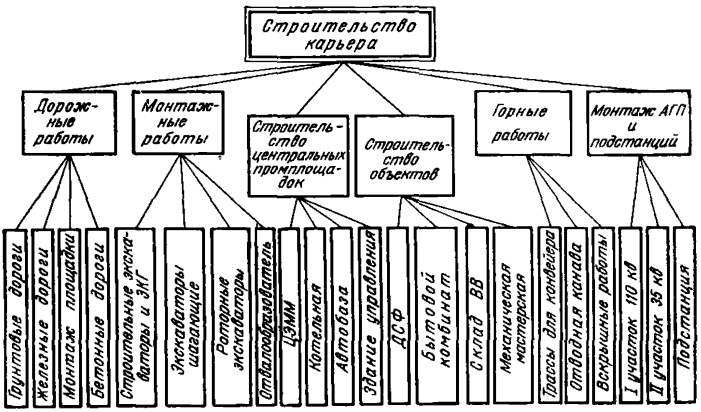


Рис. 220. Примерная структурная схема

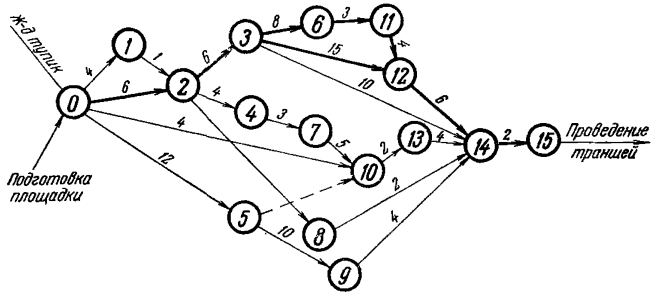


Рис. 221. Частная сеть на монтаж роторного экскаватора

На рис. 221 приведены примеры частной сети на монтаж роторного экскаватора.

После составления частных сетей они «сшиваются» в единую сеть. В процессе «сшивания» сети выясняются лишние или непредусмотренные, но необходимые работы. После «сшивания» сети и устранения неувязок производится первый поверочный расчет сети для определения критического пути и сроков выполнения всех видов работ. Перечень критических работ, имеющих малый резерв времени, предоставляется руководству, на основании решения которого в сеть вносятся соответствующие изменения и производится корректировка всей сети. Новый просчет на ЭЦВМ дает новый срок сдачи карьера в эксплуатацию, и если он вновь не соответствует директивному, процесс оптимизации сети повторяется. В случае, если исчерпан весь резерв времени, ставится вопрос о привлечении дополнительных материальных или людских ресурсов.

На рис. 222 приведен пример укрупненного сетевого графика строительства железорудного карьера, дающий общее представление о последовательности и взаимосвязанности основных видов работ.

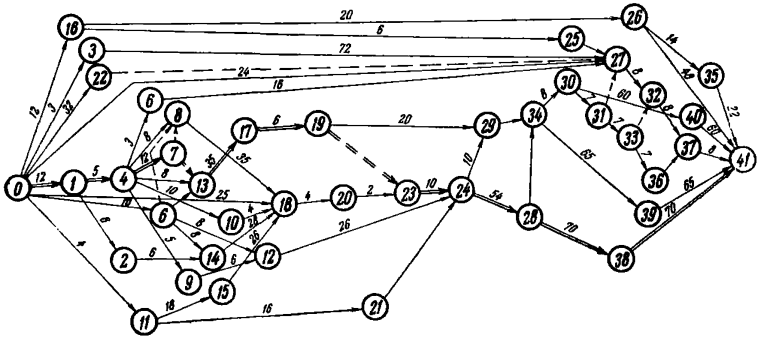


Рис. 222. Сетевой график строительства карьера

Критический путь представлен ломаной линией *0 — 1 — 4 — — 7 — 13 — 17 — 19 — 23 — 24 — 28 — 41.*

0 — 1 — дорога ЦП — карьер;

1 — 4 — то же, 2-я очередь;

4—7 — строительство мехмастерской;

13—17 — монтаж роторного экскаватора;

17—19 — монтаж ЭКГ-4;

23—24 — нарезка 1-го уступа;

24—28 — совместная работа двух роторных экскаваторов на отработке 1-го горизонта;

28—38—41 — работа 1-го роторного экскаватора на отработке 1-го слоя до контуров горнокапитальных работ.

§ 5. Управление карьером

При планировании, проектировании и совершенствовании структур управления карьерами, составлении типовых штатов, оценке деятельности ИТР различных карьеров большое значение имеет количественная оценка сложности управления карьером. Степень сложности управления карьером зависит от многих факторов. Основные из этих факторов приведены на рис. 223.

Производственная мощность карьера является основным фактором, во многом определяющим общую трудоемкость управленческих работ. От установленной производственной мощности зависит количество и мощность применяемого оборудования, число трудящихся предприятия. Удельный вес основных факторов в общей трудоемкости работ по управлению карьером (в процентах) приведен ниже.

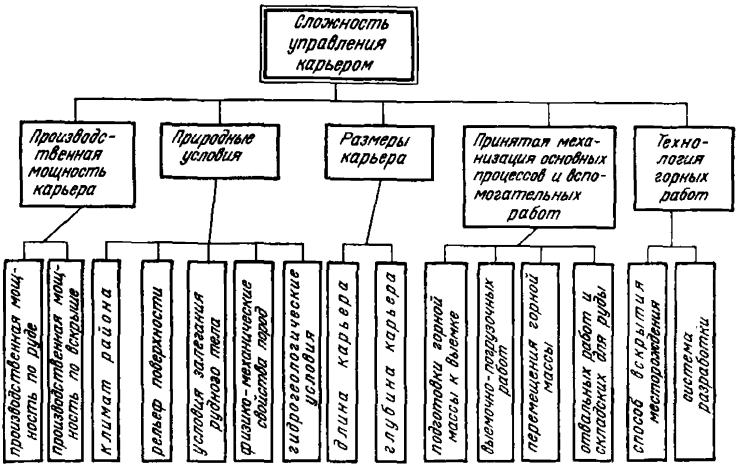


Рис. 223. Основные факторы, влияющие на сложность управления карьерами

Природные условия

Климат района	7
Рельеф поверхности	4
Физико-механические свойства пород	9
Условия залегания рудного тела	7
Гидрогеологические условия	5
Итого	32

Принятая механизация основных процессов и вспомогательных работ

Подготовка горной массы к выемке	9,5
Выемочно-погрузочные работы	10,5
Перемещение горной массы	13
Отвальные работы	6
Складские работы для добытой руды	4
Итого	43

Технология горных работ

Способ вскрытия месторождения	10
Система разработки	15
Итого	25

Определение в единой численной системе сложности управления карьерами, работающими в различных условиях, применяющими разные схемы комплексной механизации, осуществляется на основе экспертной оценки влияния различных факторов на управление карьером. Оценка сложности управления конкретного карьера производится на основе табл. 85 в следующем порядке:

1. В правую часть таблицы выносятся числа и коэффициенты, соответствующие условиям данного карьера. Если карьер характеризует несколько различных факторов, входящих в одну группу, то общее число подсчитывается пропорционально удельному весу в общем объеме работ.

2. Расчет сложности управления транспортированием горной массы ведется применительно к забойному транспорту.

3. Если какой-нибудь производственный процесс характерен для части объемов горной массы, то к подсчитанному по этому процессу числу применяется коэффициент, численно равный части объема горной массы по этому процессу.

4. Общая сложность управления карьером подсчитывается суммированием баллов в графе «Баллы сложности» и умножением на соответствующие коэффициенты (знак умножения $\times$). Последовательность действий указана в табл. 85.

Сложность условий показывает суммарное влияние природных условий, принятой механизации основных производственных процессов и вспомогательных работ, технологии горных работ на

Таблица 85

Расчетная таблица для оценки сложности управления карьером

	Условия производства	Баллы в различных условиях			Баллы сложности на данном карьере
Природные условия	климат района	теплый 6,1	жаркий 9,6	холодный 9,8	
		континентальный 7,9	полярный 15,5		
	рельеф поверхности	равнина 4,7	склон возвышенности 6,6		
		возвышенность 7,3	холмистая поверхность 7,1		
	падение залежи	пологое 1,5	наклонное 2,0		
		крутое 2,8	сложное залегание 3,5		
	мощность рудного тела	весьма малая 3,7 средняя 2,2	малая 2,8 мощная залежь 1,8		
	строение залежи	простое 1,9	сложное 3,1	рассредоточенное 3,7	
	форма залежи	массивы 2,2	пласт 2,1	вытянутая 3,1	
	коэффициент водообильности	до 3 5,1 6—10 8,6	3—6 6,7 более 10 11,5		
	крепость пород по шкале М. М. Протодьяконова	$f=0,3$ 7,8	$f=0,5$ 6,9	$f=0,6$ 7,6	
		$f=0,8$—1 10,7	$f=1,5$—2 11,3		
		$f=3$—4 12,7	$f=5$—6 15,1	$f=7$—10 19,1	
		$f=11$—15 24,2	$f=16$—20 28,4		

I. Всего природные условия

Подготовка горных пород к выемке	механические способы	подготовка пород рыхлителем			9,2
	буровые работы (тип станка) ударно-канатные	БУ-2 15,6	БС-1 12,2		
	шарошечные	типа СБШ-320 10,4	типа БАШ-250 10,5		
		типа БСШ-1м 11,4	типа СВБК-200 11,7		
	пневмоударное	типа «Урал-61» 14,4	типа НБС-5 10,6		
	термические	станки термического бурения			14,8
	шнековые	станки шнекового бурения			7,8

Продолжение табл. 85

Условия производства			Баллы в различных условиях						Баллы сложности на данном карьере
Подготовка горных пород к выемке	Взрывные работы	средний объем взрываемого блока, $т \cdot м^3$	до 20	3,7	20—50	2,7			
			51—100	2,0	более 100	1,3			
		удельный расход ВВ, $кг/м^3$	до 0,25	1,4	0,25—0,4	1,8	0,4—0,5	2,3	
			0,5—0,6	2,7	более 0,6	3,2			
		механизация взрывных работ	работы не механизированы	3,1	механизирована зарядка скважин	2,0			
			механизирована забойка скважин	2,1	механизирована забойка и зарядка	1,6			

II. Всего подготовка горных пород к выемке

Выемочно-погрузочные работы	механическая лопата	емкость ковша 0,5—0,65 $м^3$	25,0	емкость ковша 0,75—2 $м^3$	18,0				
		СЭ-3	17,4	ЭКГ-4	15,8	ЭКГ-8	13,1		
		ЭВГ-4	15,7	ЭВГ-6	13,5				
		ЭВГ-15	10,3	ЭВГ-3565	8,8				
	драглайн с ковшом емкостью, $м^3$	до 6	28,6	10—20	19,7				
		25—100	13,2	более 100	10,0				
	цепные экскаваторы (емкость черпака, $л$)	до 1000	16,3	1000—1500	13,1				
		1500—2000	12,3	более 2000	12,5				
	роторные экскаваторы (емкость черпака, $л$)	до 500	16,4	500—1000	13,0				
		1000—2000	10,8	более 2000	10,2				
	бульдозеры (мощность, $л.\ с.$)	до 75	21,8	80—100	17,2				
		140	14,5	250 и более	11,2				
	колесный скрепер (емкостью ковша, $м^3$)	до 3	17,2	3—6	12,9				
		6—15	9,4	более 15	5,3				
	Коэффициент типа скрепера: самоходного				1,0				×
	навесного				1,3				
	прицепного				1,6				
	Итого выемочно-погрузочные работы скреперами								
	Итого выемочно-погрузочные работы								
	коэффициент способа погрузки	результат предыдущей строки умножить на соответствующий коэффициент		нижняя погрузка	1,0				×
				верхняя погрузка	1,4				
				смешанная погрузка	1,6				

Продолжение табл. 85

Условия производства			Баллы в различных условиях						Баллы сложности на данном карьере
III. Всего выемочно-погрузочные работы									
Перемещение горной массы из забоев	железнодорожный транспорт	паровозы	все типы паровозов					6,7	
		тип тепловоза	ТЭМ-1	4,7	ТЭМ-2	4,1	ТЭ-3	3,3	
		сцепной вес электровоза, *т*	60	6,2	100	4,5	150	3,4	
		грузоподъемность думпкара, *т*	50—80	3,9	95—110	3,1	120—140	2,7	
			180	2,2	гондола			4,6	
		принятая схема железнодорожных путей	П—1 проходч.	9,1	Т—1 тупиковая			6,5	
			С—1 сквозная	5,4	К—1 комбинированная			5,6	
			Т—2	10,7	С—2	9,1	К—2	8,6	
			Т—3	14,7	С—3	12,8	К—3	11,4	
		механизация укладки пути	путепередвигателями непрерывного действия	3,7	путепередвигателями циклического действия			5,0	
			кранами	4,3	тракторами			4,6	
		контактная сеть	перенос контактной сети					2,9	
		сборка рельсовых звеньев	при укладке пути	3,0	на звеносборочной базе			1,7	
		Итого железнодорожный транспорт							
		коэффициент плеча откатки	принимается по табл. 89						×
		Всего железнодорожный транспорт							
	безрельсовый колесный транспорт	грузоподъемность автомашин, *т*	5—12	11,8	25—27	8,9	40—65	6,9	
		троллейвозный транспорт	троллейвозы	15,8	дизельтроллейвозы			11,6	
		тип покрытия автодорог	щебеночные без пропитки	10,1	щебеночные с пропиткой			8,3	
			грунтовые	13,8	асфальтированные			5,8	
		Итого безрельсовый колесный транспорт							
		коэффициент плеча откатки	принимается по табл. 89						×
		Всего безрельсовый колесный транспорт							
		Гидравлический транспорт						13,6	

Условия производства			Баллы в различных условиях						Баллы сложности на данном карьере
Перемещение горной массы по забоев	конвейерный транспорт	ширина ленты конвейера, *мм*	до 1000	9,4	1000—1400	7,6	1600—2000	5,8	
		механизм передвижки конвейера	отдельными секциями					11,5	
			волочением					8,3	
			на собственном ходу					6,3	
		Итого конвейерный транспорт							
		коэффициент плеча откатки	принимается по табл. 89						×
		Всего конвейерный транспорт							
	коэффициент при комбинированном транспорте		берется по таблицам 86, 87, 88						×
IV. Всего транспортировка горной массы									
отвалообразования	плужное		отвальными плугами					12,0	
	экскаваторное		мехлопатами	12,0			драглайнами	10,1	
	абзетцерное		многоковшовыми экскаваторами					10,8	
Способ зо									
	бульдозерное		при автомобильном транспорте					7,7	
	гидравлическое		смыв с помощью насадок	6,2			размыв гидромониторами	8,0	
V. Всего отвальные работы									
Склад руды	VI. Емкость карьерного склада руды		склад руды отсутствует	7,4			более 1 суток	3,4	
			от 1 суток до 1 смены	5,6			менее 1 смены	6,8	
VII. Способ вскрытия месторождения	внешними траншеями		отдельными	9,8			общими	12,9	
			групповыми	11,5			парными	8,9	
	внутренними одинарными траншеями	общими	отдельными	12,7			групповыми	18,6	
			крутыми траншеями	16,2			простой формы	14,8	
			скользящими съездами	22,2			тупик. формы	28,4	
			спиральной формы	16,9			петлев. формы	20,0	
	парными внутренними траншеями		тупиковой формы	15,3			петлев. формы	10,7	
			спиральной формы					9,1	
	комбинированными траншеями		внешними и внутренними наклонными траншеями					11,9	
			спиральными и тупиковыми траншеями					14,9	
			внешними траншеями и скользящими съездами					17,4	

Продолжение табл. 85

Условия производства			Баллы в различных условиях				Баллы сложности на данном карьере
VII. Способ вскрытия месторождения	бестраншейное		бестраншейное вскрытие			9,0	
	подземными выработками		горизонтальными выработками			14,9	
			вертикальным стволом			20,2	
			наклонным стволом			19,6	
	комбинированное		траншейное — верхних уступов и подземное — нижних			21,0	
			комбинация траншейного и бестраншейного способов вскрытия			17,0	
Система разработки	с постоянной рабочей зоной	выемка: продольная	однобортовая	13,5	двухбортовая	19,9	
		поперечная	однобортовая	15,8	двухбортовая	23,3	
		веерная	центральная	18,9	рассредоточенная	26,2	
		кольцевая	центральная	22,6	периферийная	22,6	
		коэффициент отвала	при внутренних отвалах применять коэффициент			0,9	×
	с переменной рабочей зоной	продольная	однобортовая	16,5	двухбортовая	24,2	
		поперечная	однобортовая	20,5	двухбортовая	30,1	
		веерная	веерная рассредоточенная выемка			29,6	
		кольцевая	кольцевая центральная выемка			27,8	
	в зависимости от направления выемки в профиле применить следующие коэффициенты		горизонтальными слоями			1,0	×
			наклонными слоями			1,3	
			крутыми слоями			2,0	
	в зависимости от количества раздельно добываемых сортов полезного ископаемого применять следующие коэффициенты		при двух сортах			1,3	×
			при трех сортах			1,5	
			при четырех сортах			1,8	
			при 5 и более сортах			2,2	
	При селективной разработке применять коэффициент					1,9	×
	При комбинированной разработке применять следующие коэффициенты		одновременно ведутся открытые и подземные работы			1,9	×
			карьерное поле частично отработано подземными работами			1,5	
	VIII. Всего система разработки						
	Общая сложность условий (I + II + III + IV + V + VI + VII + VIII)						
	коэффициент производительности карьера		коэффициент выбирается по табл. 90				×
	Общая сложность управления карьером						

Коэффициенты при комбинированном транспорте

Таблица 86

А. Забойный транспорт — автомобильный

Транспорт в капитальной траншее	Транспорт на поверхности	Коэффициент
Скиповой	Автомобильный	1,11
Скиповой	Конвейерный	1,34
Конвейерный	Конвейерный	1,04
Конвейерный	Железнодорожный	1,35
Автомобильный	Железнодорожный	1,25
Железнодорожный	Железнодорожный	1,28
Автомобильный	Канатный	1,51
Рудоспуск	Железнодорожный	1,25
Автомобильный	Гидравлический	1,13
Гидравлический	Гидравлический	1,03
Скиповой	Железнодорожный	1,32

Таблица 87

Б. Забойный транспорт — железнодорожный

Транспорт в капитальной траншее	Транспорт на поверхности	Коэффициент
Гидравлический	Гидравлический	0,9
Железнодорожный	Гидравлический	1,08
Железнодорожный	Конвейерный	1,22

Таблица 88

В. Забойный транспорт — конвейерный

Транспорт в капитальной траншее	Транспорт на поверхности	Коэффициент
Гидравлический	Гидравлический	0,96
Конвейерный	Гидравлический	1,08
Конвейерный	Железнодорожный	1,25

Таблица 89

Коэффициенты плеча откатки

Расстояние транспортирования, *км*	Коэффициент при транспорте		
	автомобильном	железнодорожном	конвейерном
До 1	0,72	1,43	0,57
1—2	0,87	1,14	0,7
2—3	1,0	1,03	0,84
3—4	1,23	0,98	1,0
4—5	1,28	1,0	1,08
5—7	1,58	1,23	1,5
7—10	2,0	1,36	1,84

Таблица 90

Коэффициент производительности карьера

Годовая производственная мощность карьера, тыс. $м^3$	Коэффициент	Годовая производственная мощность карьера, тыс. $м^3$	Коэффициент
300	0,61	5 000	2,26
500	0,7	7 000	2,66
750	0,85	10 000	3,48
1000	1,0	15 000	4,7
2000	1,38	20 000	5,06
3000	1,7	25 000	5,85

управление карьером. По степени сложности условий карьеры делятся на следующие группы:

Особо сложные условия	Более 170
Весьма сложные условия	155—170
Сложные условия	145—154
Несложные условия	130—144
Простые условия	115—129
Весьма простые условия	Менее 115

Сложность условий может быть положена в основу при планировании основных технико-экономических показателей. Производственная мощность карьера по горной массе характеризует масштабы производства. Совместное влияние объемов производства и сложности условий на управление показывает сложность управления карьера. Все карьеры в зависимости от сложности управления подразделяются по баллам на следующие группы:

С особо сложным управлением	Более 700
С весьма сложным управлением	500—700
Со сложным управлением	350—499
С несложным управлением	250—349
С простым управлением	150—249
С весьма простым управлением	Менее 150

На основе данной методики сложности управления можно устанавливать производственную структуру и численность инженерно-технических работников карьера.

§ 6. Производственная структура карьера

Под производственной структурой карьера понимается совокупность его участков и служб, показывающая размеры, степень специализации и взаимоотношения между отдельными звеньями управления. От выбора производственной структуры зависят распределение управленческих функций, численность инженерно-технических работников в аппарате управления, технико-экономические показатели карьера. Производственная структура определяет построение общественных организаций карьера и, следовательно, является фактором, способствующим правильной постановке организационно-массовой и политико-воспитательной работы на предприятии.

Структурными единицами карьера являются цех и участок. В соответствии с характером производственного процесса и назначением работ цехи и участки делятся на основные, вспомогательные и обслуживающие. К основным цехам и участкам карьера относятся экскаваторные (горные), буровые, взрывные, отвальные. Вспомогательные цехи и участки обеспечивают необходимые условия для нормальной работы основных цехов и участков. К вспомогательным относятся транспортные, ремонтно-механические, путевые, дорожные цехи и участки. Обслуживающие цехи и участки, как бульдозерный, высоковольтных сетей и подстанций, связи, выполняют работы по обслуживанию основных и вспомогательных цехов и участков.

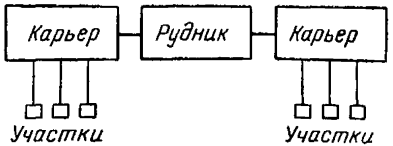
Производственная структура характеризуется количеством ступеней управления, показывающих последовательность подчинения органов управления снизу доверху. В зависимости от масштабов производства современные карьеры имеют две, три и четыре ступени управления (табл. 91).

Централизация вспомогательных и обслуживающих цехов при трестах, комбинатах, рудоуправлениях позволяет создавать крупные специализированные цехи, обслуживающие несколько карьеров. При этом уменьшается количество ступеней управления основным производством, упрощаются производственные связи и повышается оперативность решения производственных вопросов.

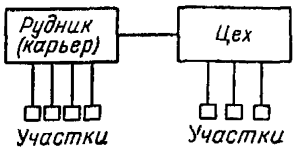
Основные цехи выделяются на карьерах с особо сложным управлением при отсутствии централизации вспомогательных цехов. В этом случае за счет предоставления самостоятельности руководству цехов в решении специальных и экономических вопросов (хозяйственный расчет) руководящий персонал получает возможность сконцентрировать внимание на перспективных вопросах. Такая структура содействует развитию инициативы на местах, повышает ответственность за порученное дело.

Таблица 91

Классификация производственных структур карьеров по количеству ступеней управления основным производством

Количество ступеней управления основным производством	Ступени управления основным производством	Схема производственной структуры карьера	Наличие транспортного звена в системе карьера	Примеры карьеров
Четырехступенчатая цеховая	директор ↓ нач. цеха ↓ нач. участка ↓ мастер		транспорт в системе рудника транспорт централизован	Северо-Джезказганский, Сарбайский, Каджаранский, Гайский, Кальмакырский
Трехступенчатая участковая	директор ↓ нач. участка ↓ мастер		транспорт в системе рудника транспорт централизован	Зыряновский, Кремиковцы, Коршуновский, Учалинский, НКГОК, ЦГОК

Продолжение табл. 91

Количество ступеней управления основным производством	Ступени управления основным производством	Схема производственной структуры карьера	Наличие транспортного звена в системе карьера	Примеры карьеров
Двухступенчатая безучастковая	директор ↓ мастер		транспорт в системе рудника транспорт централизован	Межозерный Сорский, Солнечный
Комбинированная	директор ↓ ↓ нач. цеха нач. участка ↓ ↓ нач. участка мастер ↓ мастер		транспорт в системе рудника транспорт централизован	Коунрадский ЮГОК
	директор ↓ ↓ нач. участка мастер ↓ мастер		транспорт в системе рудника транспорт централизован	Бляванский, Центральный, Алтын-Топканского ГОКа

При централизации вспомогательных и обслуживающих цехов на карьерах с особо сложным и весьма сложным управлением деление предприятия на основные цехи (карьеры) целесообразно при территориальной разобщенности горных работ.

Структурное деление карьера на основные цехи и участки производится исходя из одного или совокупности нескольких из следующих принципов: территориальный, функциональный, вид выполняемых работ (добычные и вскрышные), вид применяемого транспорта, направление транспортных потоков, тип применяемого оборудования. Деление карьера по территориальному принципу возможно погоризонтное и в плане. Последнее берется за основу при разобщенности горных работ. При территориальной целостности карьера предпочтительнее погоризонтное деление, так как в противном случае трудно установить четкую границу между структурными подразделениями.

Принципы, положенные в основу структурного деления, определяют специализацию участков карьера. По уровню специализации участки делятся на 3 группы:

узкоспециализированные, выполняющие только один основной или вспомогательный процесс;

специализированные, ведущие весь комплекс основных и вспомогательных работ по какому-либо одному процессу:

неспециализированные, охватывающие несколько основных и вспомогательных процессов.

Рекомендуемые принципы формирования производственной структуры карьеров и уровень специализации участков в зависимости от группы сложности управления приведены в табл. 92.

Для карьеров с особо сложным и весьма сложным управлением характерен территориально-функциональный принцип формирования организационной структуры. Участки узкоспециализированы. Выделение функционально-равнозначных участков производится по территориальному признаку с углублением специализации по типу оборудования, виду транспорта, направлению транспортных потоков, виду работ. По мере снижения сложности управления главенствующую роль в формировании участков приобретает функциональный принцип. Снижается специализация участков. Выполнение вспомогательных работ, имеющих подчиненное значение, передается участкам, наиболее заинтересованным в качественном их выполнении.

Совершенствование средств связи и передача части контрольных функций за работой оборудования и текущим выполнением работ диспетчерскому аппарату карьера создает благоприятные условия для укрупнения участков и упрощения всей структуры управления. Специализация работ способствует росту производительности труда за счет лучшей расстановки и использования рабочей силы, повышается ответственность за своевременное выполнение работ и их качество. Работа горного надзора и руководства участка упрощается, так как они выполняют однородные функции, что позволяет форми-

Таблица 92

Принципы формирования производственной структуры карьеров

Группа сложности управления карьером	Дополнительные условия	Рекомендуемая производственная структура	
		Принцип формирования производственной структуры	Уровень специализации участков
I. С особо сложным управлением	Вспомогательные цехи не централизованы	Цеховая и цехо-участковая по территориальному принципу. Деление цехов на участки по функциональному принципу	Узкоспециализированные участки с углублением специализации по виду работ, виду транспорта, типу оборудования
	Разобщенность горных работ	Тот же	Специализированные и узкоспециализированные участки
	Вспомогательные цехи централизованы	Участковая по территориально-функциональному принципу с образованием нескольких основных функционально-равнозначных участков	Узкоспециализированные участки с углублением специализации по виду работ, виду транспорта, типу оборудования, направлению транспортных потоков
II. С весьма сложным управлением	—	Тот же	Тот же
	Разобщенность горных работ	Цехо-участковая по территориальному принципу. Деление основных цехов на участки по функциональному принципу	Специализированные участки
III. Со сложным управлением	—	Участковая по функциональному принципу	Узкоспециализированные и специализированные участки
	Разобщенность горных работ	Участковая по территориальному принципу	Неспециализированные участки или специализация по виду работ
IV. С несложным управлением	—	Безучастковая	Функциональное закрепление горных мастеров за объектами работ
	Условия управления не ниже сложных	Участковая по функциональному принципу	Специализированные участки
	Разобщенность горных работ	Участковая по территориальному принципу	Неспециализированные участки или специализация по виду работ
	Сложность буровзрывных работ	Безучастковая с выделением участка буровзрывных работ	—
V—VI. С простым и весьма простым управлением	—	Безучастковая	—

ровать более крупные участки. Специализация участков положительно сказывается на внедрении межучасткового хозрасчета.

Количество оборудования, численность рабочих и объем работ, выполняемых участком, в значительной мере зависят от сложности природных и производственных условий, функции и специализации участка и в каждом конкретном случае определяются в зависимости от местных условий. Число объектов управления на участке может изменяться в зависимости от типа, сложности и производительности оборудования. Оснащение участка сложным оборудованием, требующим большого внимания со стороны горного надзора и руководства участка, снижает количество единиц оборудования и численность рабочих при росте объема работ участка. Большое влияние на численность рабочих и объем выполняемых работ участка имеет уровень механизации основных и вспомогательных работ. На величину участка оказывает влияние территория, занимаемая участком. При характерной для горных работ разбросанности объектов управления при формировании крупных участков необходимо предусматривать обеспечение горного надзора транспортом и средствами связи с объектами управления.

Целесообразно формирование узкоспециализированных и специализированных участков с увеличением числа горных мастеров, работающих в одну смену, и четким распределением объектов управления в смене между мастерами. При такой организации участков возрастает заинтересованность мастеров в успешном выполнении работ не только на обслуживаемых ими объектах, но и на всем участке, лучше используется вспомогательная техника.

Даже при формировании крупных участков общее количество структурных подразделений мощных карьеров получается большим, что затрудняет управление карьером. В этом случае координация работ группы не менее 4—5 родственных участков поручается заместителю начальника или главного инженера карьера.

Особенностью безучастковой структуры является отказ от деления на участки и подчинение горных мастеров непосредственно начальнику или главному инженеру карьера. На карьерах с несложным управлением сохраняется закрепление горных мастеров за объектами управления по функциональному признаку. Построению безучастковой производственной структуры способствует централизация вспомогательных и обслуживающих цехов. Упрощение производственных связей при безучастковой структуре дает возможность снизить численность работников управления. На одного инженерно-технического работника карьера при безучастковой структуре приходится 10—17 рабочих, тогда как при участковой структуре 5—13 рабочих.

Глава XIV

Экономическая часть проекта карьера

§ 1. Содержание экономической части проекта

Экономическая часть проекта составляется с целью:

а) обоснования производственной мощности карьера в соответствии с потребностью народного хозяйства в полезном ископаемом, запасами месторождения, наличием источников обеспечения предприятия материальными, энергетическими и трудовыми ресурсами; выявлением возможностей производственной и хозяйственной кооперации (ремонтное хозяйство, строительство подъездных железнодорожных путей, автодорог, линий электропередач); определением требований к другим отраслям промышленности (машиностроению, транспортному строительству) и решением других общеэкономических вопросов;

б) выбора наивыгоднейших вариантов проектных решений по всем разделам проекта, обеспечивающих наибольшую экономию общественного труда (при недостаточности технологических и технических критериев для выбора наиболее рационального варианта);

в) определения технико-экономических показателей, используемых для оценки проектных решений, планирования строительства и эксплуатации предприятия;

г) оценки экономической эффективности проекта по сравнению с другими аналогичными прогрессивными проектами, передовыми действующими отечественными и зарубежными предприятиями.

Конкретное содержание экономической части проекта и круг рассматриваемых в ней вопросов в значительной мере определяются составом планируемого предприятия и сложностью решаемых в проекте задач строительства и эксплуатации. Например, при разработке месторождений железных руд, используемых в металлургии без предварительного обогащения и агломерации, а также в случае, когда признано экономически целесообразным сооружение районной рудоподготовительной фабрики для ряда месторождений, в составе горнорудного предприятия предусматривается дробильно-сортировочная фабрика.

При необходимости обогащения и агломерации руд в силу их вещественного состава в подавляющем числе случаев в составе

горнорудного предприятия предусматриваются обогатительные и агломерационные (окомковательные) фабрики.

Как правило, экономическая часть проекта составляется институтом — генеральным проектировщиком для предприятия в целом, но с выделением экономики собственно карьера и рудоподготовительного комплекса.

В связи с переходом в основном к разработке месторождений бедных железных руд и возросшими требованиями металлургии к качеству железорудного сырья в практике горнорудных институтов в последние годы сравнительно редко встречаются проекты разработки месторождений открытым способом без обогатительных фабрик; как правило, проектируются предприятия типа горнообогатительных комбинатов, что приводит к значительному усложнению экономической части проекта.

Увеличивается число рассматриваемых вариантов проектных решений не только по выбору первоочередных участков и технологии разработки месторождения, применению различных видов и систем горного и транспортного оборудования, но и (в связи с различными способами обогащения руд) по глубине обогащения, месту расположения обогатительных и агломерационных фабрик и т. д.

Ввиду того что экономический эффект от получения концентратов с более высоким содержанием железа, меньшим содержанием вредных примесей и лучшим соотношением других компонентов (кремнезема, глинозема, окиси кальция) реализуется в металлургии, в экономической части проекта железорудного предприятия определяются и анализируются затраты на получение более качественного сырья в сопоставлении с экономическим эффектом на заводах-потребителях. Чем сложнее предложенные варианты и больше многообразие присущих им положительных и отрицательных факторов, тем труднее (а подчас и невозможно) сделать окончательный вывод по технологическим и техническим критериям и тем ответственнее роль экономического сравнения.

Рассмотрение всего комплекса вопросов, содержащихся в экономической части проекта современного горнообогатительного предприятия, не входит в задачу настоящего раздела книги; в соответствии с ее направленностью здесь рассматривается лишь экономическая часть проекта собственно карьера.

Из большого комплекса вопросов отметим важность составления экономико-географической характеристики района месторождения для новых объектов, расположенных в малоосвоенных районах Советского Союза, и экономической характеристики современного состояния предприятия при проектировании реконструкции и расширения его.

Подробные данные о районе вновь осваиваемого месторождения, подобранные и систематизированные, служат хорошим исходным материалом для правильного решения вопросов внешнего транспортного и поселкового строительства, производственной кооперации в части электроснабжения, водо- и теплоснабжения, ремонтного

хозяйства, обеспечения рабочей силой для строительства и эксплуатации, использования местных строительных материалов и т. д. При составлении проекта реконструкции и расширения подробная экономическая характеристика современного состояния предприятия позволяет правильно установить используемую часть основных фондов после реконструкции, определить величину проектных экономических показателей реконструированного предприятия в сравнимом виде с фактическими до реконструкции, что особенно важно для оценки эффективности намечаемых проектом мероприятий по реконструкции и расширению предприятия. Сравнение производится по всем основным технико-экономическим показателям проекта, что определяет необходимый состав сведений по современному состоянию предприятия.

Содержание экономической части во многом зависит от состава карьера в целом. Если горнотехнические и другие определяющие условия разработки месторождения таковы, что можно наметить лишь один вариант системы разработки или схемы комплексной механизации, задача сводится к определению технико-экономических показателей проекта и их сопоставлению с показателями других проектов либо действующих передовых отечественных или зарубежных предприятий. При этом предполагается, что сравнение вариантов по частным вопросам (режиму работы, основным механизмам, схеме электроснабжения и др.) сделано в предшествующих разделах проекта и для определения показателей принимаются выбранные решения. В большинстве проектов приходится рассматривать несколько вариантов, различающихся между собой настолько, что окончательный выбор не может быть сделан при разработке только горной, транспортной либо других частей проекта. В таких случаях необходимо определить сводные показатели по всем частям каждого варианта проекта и принять окончательное решение. Лишь после этого возможно производить другие сопоставления.

Для сравнения вариантов и оценки эффективности проектных решений определяют расчетом экономические показатели. Их перечень зависит от принятых в проекте критериев сравнения. Универсальным, отвечающим всему многообразию природных и технических условий горнодобывающих предприятий, критерием сравнения вариантов следует считать суммарную за расчетный период времени приведенную с учетом фактора времени прибыль карьера, определяемую как разницу между суммарной приведенной ценностью продукта и суммарными приведенными затратами на его извлечение. Однако определение суммарной приведенной прибыли является весьма трудоемким. Поэтому в тех случаях, когда это представляется объективно обоснованным, следует использовать другие показатели, требующие меньших затрат труда для их определения без ущерба для точности расчетов. Например, если добываемое ископаемое за расчетный период времени по сравниваемым вариантам не отличается ни по количеству, ни по качеству, для оценки достаточно определить суммарные приведенные затраты.

В тех случаях, когда издержки внутри каждого варианта по годам не меняются (разрабатывается, скажем, горизонтальный пласт ископаемого, покрытый наносами относительно постоянной мощности), критерием оценки будут приведенные затраты на расчетный момент времени.

В зависимости от принятого критерия сравнения находится перечень необходимых исходных данных для определения экономических показателей вариантов и проекта карьера в целом, а также продолжительность расчетного периода либо число расчетных моментов, по которым такое определение производится.

§ 2. Исходные данные для составления экономической части проекта карьера

Для определения важнейших экономических показателей проекта (численности промышленно-производственного персонала, производительности труда, основных фондов, себестоимости руды и горной массы) используются все технические части проекта и сметная документация, характеризующие строительство и эксплуатацию предприятия, нормативно-расчетные материалы, действующие прейскуранты цен на материалы, тарифы на перевозки железнодорожным транспортом (реже водным), отчетные технико-экономические показатели передовых действующих предприятий, которые могут быть использованы при определении отдельных проектных показателей в качестве нормативных, и т. д.

Для составления экономической части проекта недостаточно иметь технологические показатели, расход рабсилы, материалов и других ресурсов; приступая к составлению экономической части проекта, глубоко изучают материалы ранее выполненного технико-экономического обоснования (ТЭО), задание на проектирование предприятия и принятые технические решения в разделах проекта: геологическом, горном, транспортном, энергетическом, общестроительном и генплана, ремонтно-механического хозяйства. Для анализа капитальных вложений тщательно рассматривается сводный сметно-финансовый расчет: величина вложений по главам расчета в отдельные объекты; структура затрат на оборудование и строительно-монтажные работы (более подробно об анализе капитальных вложений будет сказано ниже).

Калькуляция себестоимости руды производится по процессам производства и первичным элементам эксплуатационных расходов, раздельно по добыче руды и удалению пород. Все необходимые для расчета себестоимости показатели (штат работающих, расход материалов, электроэнергии и других ресурсов, основные фонды и т. д.) систематизируются по отдельным процессам производства.

§ 3. Определение числа работающих и производительности труда

Численность персонала

В проектах горнорудных предприятий определяется численность промышленно-производственного персонала, занятого в основном производстве и в обслуживающих его цехах и хозяйствах и обеспечивающего выпуск продукции в запроектированных количестве и качестве.

Определение числа работающих — одна из важных задач проектировщиков — технологов и экономистов. По данным о численности работающих определяется не только такой важнейший проектный показатель, как производительность труда, по которому в значительной степени судят о прогрессивности проекта, но они служат исходным пунктом для проектирования ряда цехов и затрат: административно-бытового комбината, объектов водоснабжения и канализации, столовых, объектов жилищного, коммунального и соц-культ-бытового строительства, затрат на подготовку кадров и др. Исчисляемый по данным о численности персонала фонд заработной платы служит основанием для определения отчислений на социальное страхование и представляет собой важнейшую статью проектной сметы затрат на производство. Использование данных о численности работающих уже в самом начале разработки проекта для проектирования различных объектов обусловливает необходимость определять эксплуатационный штат вначале ориентировочно, по показателям аналогичных проектов, уточняя его в ходе проектирования по мере окончания технических частей проекта.

Эксплуатационный штат рабочих на карьерах устанавливается в технических частях проекта по отдельным процессам работ в соответствии с нормами технологического проектирования и нормативами численности вспомогательных рабочих. Единых нормативов для определения проектной численности инженерно-технических работников, служащих и младшего обслуживающего персонала нет; численность этой части промышленно-производственного персонала устанавливается в соответствии со структурой работ и цехов (участков) карьера, количеством машин и механизмов, численностью рабочих и режимом работ карьера. Известным ориентиром в этом отношении служит плановая численность персонала на передовых карьерах, достигших наиболее высокой производительности труда.

По нормам технологического проектирования устанавливается сменная и суточная численность рабочих на буровых и экскаваторных работах (в зависимости от типа, мощности и численности рабочего парка оборудования), на карьерном транспорте (в зависимости от протяженности путей или дорог, объема работ по передвижке забойных путей, количества подвижного состава и т. д.), на отвальных работах (в зависимости от типа и количества отвального оборудования), а также на железнодорожном транспорте (в зависимости от объема переукладки путей за смену).

По нормативам численности вспомогательных рабочих устанавливают штат вспомогательных рабочих, занятых на основных процессах в карьере (подносчики материалов, дежурные электромонтеры и слесари и т. д.), а также всех рабочих вспомогательных цехов (ремонтных мастерских, складского хозяйства, хозяйственного транспорта, геолого-маркшейдерских работ, водоснабжения, энергослужбы, административно-бытового комбината и др.).

На основе данных о явочной численности персонала по процессам работ, цехам и службам составляется ведомость эксплуатационного штата карьера (рудника) (табл. 93).

Группировка работающих по процессам работ, цехам и службам должна соответствовать принятой схеме калькуляции себестоимости руды, так как на основании ведомости эксплуатационного штата определяется фонд заработной платы.

Коэффициент списочного состава работающих определяется по формуле

$$K = \frac{ГС}{Ф}, \qquad (7^{12})$$

где $Г$ — годовой режим работы цеха, участка на рабочем месте, дней;

$С$ — средняя продолжительность смены (частное от деления числа часов на число дней в рабочей неделе), *ч*;

$Ф$ — годовой фонд рабочего времени работника, *ч*; определяется исходя из числа рабочих дней в году, нормативной продолжительности рабочей недели в часах, продолжительности трудового отпуска работника, а также числа неявок по болезни и уважительным причинам. Нормативная продолжительность рабочей недели на открытых разработках — 41 *ч*, число неявок в проектах принимается равным 13 (для условий Центра РСФСР).

Значение $Ф$ в зависимости от продолжительности отпуска равно:

Продолжительность отпуска, дней	Значение $Ф$, *ч*
12	1920
15	1900
18	1880
21	1859
24	1839
27	1818
30	1797
33	1777
36	1756
39	1736
42	1715

Значения коэффициентов списочного состава колеблются в значительных пределах — от 1,08 (при 12-дневном отпуске и прерывном режиме работы участка) до 1,79 и более (при льготной продолжительности отпуска и непрерывном режиме работы участка).

Таблица 93

Ведомость эксплуатационного штата карьера

Наименование процессов, работ, цехов, служб категорий и профессий работающих	Смены			Итого суточный явочный состав	Коэффициент списочного состава	Списочная численность
	1	2	3			
А. Карьер						
I. Вскрышные работы						
1. Буровзрывные работы						
Рабочие						
Машинисты буровых станков	10	10	—	20	1,08	22
Помощники машинистов	8	8	—	16	1,08	17
. . . . .						
. . . . .						
Итого рабочих						
ИТР						
Начальник бурового цеха	1	—	—	1	1,0	1
. . . . .						
. . . . .						
Итого ИТР						
Итого по п. 1						
2) Экскаваторные работы						
Рабочие						
Машинист экскаватора ЭКГ-4	7	7	7	21	1,08	23
Помощник машиниста экскаватора	7	7	7	21	1,08	23
. . . . .						
Итого рабочих						
ИТР						
Начальник экскаваторного цеха	1	—	—	1	1,0	1
. . . . .						
3) Отвальное хозяйство						
Рабочие						
Машинисты экскаваторов	2	2	2	6	1,08	7
Помощники машинистов экскаваторов	2	2	2	6	1,08	7
Путевые рабочие	8	8	—	8	1,08	9
. . . . .						
Итого по разделу А — всего						
В том числе: рабочие						
ИТР						
служащие						
МОП						

Цифры в разделе I примерные.

Продолжение табл. 93

Наименование процессов, работ, цехов, служб категорий и профессий работающих	Смены			Итого суточный явочный состав	Коэффициент списочного состава	Списочная численность
	1	2	3			
II. Добыча руды						
1) Буровзрывные работы						
Рабочие						
. . . . .						
. . . . .						
ИТР						
. . . . .						
. . . . .						
2) Экскаваторные работы						
. . . . .						
. . . . .						
3) Работы, цехи и службы карьера, общие для вскрышных (горноподготовительных) и добычных (очистных) работ, по которым затраты полностью включаются в себестоимость добываемых полезных ископаемых (техника безопасности и промсанитария, геолого-маркшейдерские работы, водоотлив, перфораторная мастерская, складское хозяйство, карьероуправление, доставка и подготовка взрывчатых материалов и т. п.)*						
III. Транспортировка руды и породы						
. . . . .						
. . . . .						
. . . . .						
IV. Другие работы, цехи и службы карьера, общие для вскрышных (горноподготовительных) и добычных (очистных) работ, по которым затраты распределяются между вскрышными и добычными работами (передвижные ремонтные мастерские, электроснабжение, пневмохозяйство и т. п.)						
. . . . .						
. . . . .						
Всего по горному цеху						
Б. Фабрика						
1. Собственно фабрика						
. . . . .						
. . . . .						
2. Хвостовое хозяйство						
. . . . .						
. . . . .						
Всего по фабрике						

* Инструкция по планированию, учету и калькулированию себестоимости продукции на предприятиях черной металлургии. Добыча и обогащение полезных ископаемых. М., изд-во «Финансы», 1965.

Продолжение табл. 93

Наименование процессов, работ, цехов, служб категорий и профессий работающих	Смены			Итого суточный явочный состав	Коэффициент списочного состава	Списочная численность
	1	2	3			
В. Цехи и службы, общие для горного цеха и фабрики (общерудничные)						
1. Ремонтно-механическая мастерская						
. . . . .						
. . . . .						
2. Ремонтно-строительный цех						
. . . . .						
. . . . .						
3. Гараж						
. . . . .						
. . . . .						
4. Химлаборатория						
. . . . .						
. . . . .						
5. Водоснабжение						
. . . . .						
. . . . .						
6. Электрохозяйство						
. . . . .						
. . . . .						
7. Рудоуправление						
. . . . .						
. . . . .						
И т. д.						
Всего по руднику						
В том числе: рабочие						
ИТР						
служащие						
МОП						
пожарная и вахтерская охрана						

Определив списочное число работников в целом и по категориям, необходимо проанализировать степень механизации труда рабочих в соответствии с группами ЦСУ СССР:

первая группа — рабочие, выполняющие работы при помощи автоматов (автоматизированных агрегатов, аппаратов и установок), занятые по управлению, контролю, регулировке, установке и наладке на заданный режим работы автоматов; например: дежурные тяговой подстанции, машинист водоотливной установки;

вторая группа — рабочие, выполняющие работу механизированным способом при помощи машин, механизмов, аппаратов, приводимых в действие электрическими, пневматическими и другими приво-

дами, а также наблюдающие за действиями машин и механизмов; например: машинисты, мотористы всех видов машин и механизмов, бурозаправщики, токари;

третья группа — рабочие, выполняющие работу вручную и занятые постоянно при машинах и механизмах, но не по управлению и наблюдению за ними, а только по обслуживанию; например: слесари — смазчики экскаваторов, путевые рабочие по перемещению железнодорожных путей механизированным способом в карьере;

четвертая группа — рабочие, выполняющие работу вручную при помощи простейших орудий труда (лопат, лома, молотка и т. п.) без применения каких-либо машин, механизмов, аппаратов, приводимых в движение при помощи электрических, пневматических и других приводов; например: стрелочники, рабочие по перемещению железнодорожных путей в карьере и на отвалах ручным способом, рабочие по доставке взрывчатых материалов;

пятая группа — рабочие, выполняющие работу по ремонту машин и оборудования; например: слесари, электрослесари.

Удельный вес групп рабочих с различной степенью механизации труда в общей списочной численности рабочих характеризует уровень механизации труда на руднике.

Показатели, круг работников и рабочее время при исчислении производительности труда

На рудниках с открытым способом работ рекомендуется определять следующие показатели производительности труда:

по карьеру в целом: количество добытой сырой руды в расчете на одного рабочего и работающего (в тоннах) и количество горной массы в расчете на одного рабочего и работающего (в тоннах и кубометрах);

на буровых работах: метры бурения скважин в расчете на одного рабочего и работающего бурового цеха;

на экскаваторных работах: количество погруженной горной массы в расчете на одного рабочего и работающего экскаваторного цеха (в кубометрах);

по отвальному хозяйству: количество пород, уложенное в отвал, в расчете на одного рабочего и работающего в отвальном хозяйстве (в кубометрах);

по цеху горного транспорта: количество перевезенной горной массы в расчете на одного рабочего и работающего в цехе (в тоннах) и объем работы по перевозке в расчете на одного рабочего и работающего в цехе (в тонна-километрах).

Показатели производительности труда по карьеру в целом и по отдельным процессам работ должны определяться двояко: в расчете на численность непосредственно занятых в них работников и с учетом доли численности персонала вспомогательных цехов и служб. Учитывать численность персонала общерудничных цехов необходимо для получения сопоставимых показателей производительности

труда по карьерам и фабрикам отдельных проектируемых и экспертируемых предприятий с различной организационной структурой. Чем сложнее структура горнорудного предприятия, в состав которого иногда могут входить несколько рудников с открытым и подземным способами разработки, дробильно-сортировочные, обогатительные и агломерационные фабрики, тем, как правило, централизованнее его вспомогательное хозяйство и меньше приходящаяся на карьер доля персонала общерудничных объектов и, следовательно, выше конечная производительность труда с учетом обслуживания. И, наоборот, чем проще состав предприятия, состоящего, например, из одного карьера и дробильно-сортировочной фабрики, тем большая часть персонала вспомогательного хозяйства рудника непосредственно обслуживает карьер и тем ниже конечная производительность труда на карьере с учетом обслуживания.

К этому надо добавить, что ряд действующих горнорудных предприятий, имеющих в своем составе карьеры, пользуется услугами районных автотранспортных контор, персонал которых не учитывается при расчете показателей производительности труда данного предприятия; в результате на этих предприятиях показатели производительности труда искусственно завышаются по сравнению с другими предприятиями, имеющими свой рудничный транспорт.

На действующих предприятиях показатели производительности труда по руднику и фабрике определяются только в расчете на их непосредственный персонал; персонал же вспомогательных цехов учитывается лишь при определении показателей производительности труда в целом по предприятию. Это объясняется тем, что на действующих предприятиях показатели производительности труда не анализируются путем сопоставления с другими предприятиями; анализ ограничивается лишь определением динамики показателей производительности труда данного предприятия за ряд лет.

В проектах горнорудных предприятий необходимо анализировать производительность труда на карьере или на фабрике путем сопоставления с другими прогрессивными проектами и передовыми действующими предприятиями с различной организационной структурой, что обусловливает необходимость учета доли персонала общерудничных объектов.

Основной принцип распределения персонала общерудничных цехов между рудниками и фабриками — по объему услуг.

Из распределения между основными объектами данного предприятия необходимо исключить часть персонала общерудничных цехов. соответствующую их услугам непромышленным и сторонним потребителям: жилищно-коммунальному хозяйству, стройбазе, сельскому хозяйству и др. Остальная часть численности персонала распределяется между рудником и фабриками следующим образом:

а) персонал транспортных цехов и дорожной службы — пропорционально объему выполняемой работы в тонно-километрах;

б) персонал ремонтно-механических цехов, занятый на текущем ремонте оборудования, — пропорционально трудоемкости ремонтов или весу ремонтируемого оборудования;

в) персонал служб электроснабжения, теплоснабжения, водоснабжения и канализации, пневмохозяйства — пропорционально объему потребления соответственно электроэнергии, тепла, воды и сжатого воздуха;

г) персонал химической лаборатории, отдела технического контроля и рудоиспытательной станции — пропорционально количеству отбираемых проб, определенному проектом;

д) персонал складского хозяйства (кроме ВВ), пожарной и вооруженно-вахтерской охраны, рудоуправления (комбинатоуправления), слаботочного хозяйства — пропорционально численности персонала, занятого непосредственно на руднике и фабриках.

При определении производительности труда не учитывается персонал, не относящийся к основной деятельности, а именно занятый на капитальных ремонтах оборудования, зданий и сооружений, на производстве горнокапитальных работ, в отделе капитального строительства, в объектах непромышленной группы, в побочных цехах, на теплоэлектроцентрали — в части, относимой на производство электроэнергии.

Для определения производительности труда рабочих и всех работающих карьера к их численности соответственно добавляется приходящаяся численность рабочих и всех работающих, занятых в общерудничных цехах.

Для определения проектной производительности труда в качестве показателя использования рабочего времени применяется отработанное время в смену (день) и за год. В качестве показателя производительности труда в целом по карьеру определяется добыча сырой руды (*т*) и выдача горной массы ($м^3$ и *т*) на одного списочного работника и одного списочного рабочего карьера за год, а также добыча руды и выдача горной массы (в тех же единицах измерения) на одного рабочего за отработанную смену (чел-смену). Для определения показателя производительности труда за год на одного списочного работника или рабочего надо годовую производственную мощность карьера по сырой руде (горной массе) разделить на суммарную численность персонала карьера и приходящейся на него части персонала общерудничных цехов.

Для определения показателя производительности труда рабочего за смену суточная производительность карьера (частное от деления годовой производственной мощности по сырой руде или горной массе в тоннах на число рабочих дней карьера за год) делится на число отрабатываемых за год человеко-смен рабочими карьера и приходящейся частью рабочих общерудничных цехов. Число отработанных человеко-смен по карьеру и общерудничным цехам за год определяется как сумма произведений явочной суточной численности персонала отдельных цехов (процессов работ) на число

рабочих дней в году, предусмотренное проектным режимом работ данного цеха или участка.

Проектные показатели производительности труда на отдельных процессах работ (бурения скважин, экскавации, транспортировке горной массы) рекомендуется определять в расчете на рабочих, *непосредственно занятых на данном процессе, принимая за единицу* рабочего времени отработанную человеко-смену.

§ 4. Определение капитальных вложений в строительство карьера и основных фондов

Общая стоимость строительства любого промышленного предприятия *определяется сводным сметно-финансовым расчетом* (СФР) к техническому проекту.

Капитальные вложения в строительство карьера определяются по сводному сметно-финансовому расчету к техническому проекту горнорудного предприятия. Капитальные вложения в строительство карьера распределяются по частям и главам сводного сметно-финансового расчета соответственно назначению затрат на строящиеся объекты карьера и приобретение оборудования. Наибольшая часть капитальных вложений в строительство карьера (до 90% и более) включается в главу 2 «Объекты основного производственного назначения»; это — затраты на горнокапитальные работы (по осушению и дренажу месторождения, проведению въездных и съездных траншей вне контуров карьера, съездов и разрезных траншей в карьере, удалению пород и попутно добываемой руды для создания готовых к выемке запасов не менее чем на четыре месяца и другие, которые необходимо осуществить до ввода карьера в эксплуатацию), на приобретение основного горного и транспортного оборудования, на строительство производственных железных и автомобильных дорог в карьере и на отвалах, на коптактную сеть и т. п. Остальные капитальные вложения, относящиеся к карьеру, включаются в другие главы сводного СФР. Так, затраты на здание административно-бытового комбината с раскомандировочной и склады взрывчатых материалов, передвижные ремонтные мастерские и т. д. показываются в главе 3 «Объекты подсобного производственного и обслуживающего назначения»; затраты на тяговую подстанцию, столбовые подстанции, кабельные сети, ЛЭП в карьере показываются в главе 4 «Объекты энергетического хозяйства»; затраты на ж.-д. депо и автогаражи рудничного транспорта показываются в главе 5 «Объекты транспортного хозяйства и связи» и т. д. Кроме этих затрат, относящихся непосредственно к карьеру, во всех главах сводного сметно-финансового расчета есть затраты, общие для карьера и фабрики; например, затраты на объекты рудничного ремонтного и складского хозяйства, энерго-, водо- и теплоснабжения, на рудоуправление, различные, так называемые внеобъемные затраты (на проектно-изыскательские и научно-исследовательские работы, дополнительные затраты при производстве работ в зимнее время, на очистку территории строи-

тельства от строительного мусора, на подготовку кадров, содержание дирекции строящегося предприятия, непредвиденные работы и затраты и др.). Для получения полных капитальных вложений в карьер затраты на общие объекты распределяют между карьером и фабрикой по тому принципу, по которому распределяется между ними персонал общих цехов, а внеобъемные затраты — пропорционально общей сумме непосредственных затрат на карьер и фабрику или пропорционально суммам затрат на строительно-монтажные работы в зависимости от того, как определяются те или иные внеобъемные затраты: в процентах от общих сумм затрат по главам 1—8 (например, на содержание дирекции, непредвиденные работы и затраты) или от затрат на строительно-монтажные работы (например, дополнительные затраты при производстве работ в зимнее время, очистка территории строительства, содержание и ремонт автодорог на период строительства, временные разбираемые здания и сооружения, необходимые для осуществления строительно-монтажных работ). Общие для карьера и фабрики затраты составляют значительные суммы, поэтому полные затраты на карьер обычно превышают непосредственные на 60% и более. Если затраты на горнокапитальные работы достигают большого размера (Соколовский и Сарбайский железорудные карьеры в Кустанайской области, Лебединский железорудный карьер в Белгородской области и другие), то коэффициент полных затрат к непосредственным колеблется от 1,5 до 1,7. Величина коэффициента существенно зависит от состава горнообогатительного комбината, при этом, чем сложнее рудоподготовительный комплекс, тем меньшая доля общекомбинатских затрат приходится на собственно карьер и тем меньше коэффициент общих затрат к непосредственно относящимся на карьере.

Для аналитических целей определяются удельные капитальные вложения в расчете на 1 m сырой руды на 1 m горной массы, добываемые в расчетном году. Экономическое содержание этих показателей различное. Первый характеризует главным образом экономичность освоения месторождения, зависящую от природных факторов: условий залегания и размеров рудного тела, характера и мощности покрывающих и вмещающих пород, гидрогеологических условий и т. д. Второй показатель, нивелируя влияние коэффициента вскрыши, больше и лучше характеризует экономичность проектных решений, дает возможность сопоставлять показатели разных проектов. Влияние на показатель удельных капитальных затрат на 1 m горной массы других природных факторов сказывается меньше, чем на показатель удельных затрат на 1 m сырой руды, так как производственная мощность карьера по горной массе, как правило, бывает в два, три и более раз больше, чем по руде.

Несмотря на большое различие природных условий месторождений полезных ископаемых, в последние годы рядом институтов разработаны нормативы удельных капитальных вложений: Гипрорудой — для железорудной промышленности, Гипроцветметом — для горнорудной промышленности цветных металлов и т. д. С этой

целью месторождения распределены на ряд групп по условиям залегания рудного тела. Так, железорудные месторождения при определении капитальных вложений для горнокапитальных работ на 1 *т* годовой производственной мощности карьеров по сырой руде распределены на 4 группы:

I группа — мощные крутопадающие залежи (100—300 *м*), мощность наносов 50—200 *м*. Удельные вложения 2,40—3,00 руб.

II группа — массивные крутопадающие рудные тела, мощность наносов 20—40 *м*. Удельные вложения 0,80—1,50 руб.

III группа — крутопадающие рудные залежи с горизонтальной мощностью 100—700 *м*, мощность наносов до 20 *м*. Удельные вложения — 0,10—0,35 руб.

IV группа — пластообразные рудные залежи небольшой мощности, руда и порода рыхлые, мощность наносов до 25—30 *м*. Удельные вложения 0,05—0,20 руб.

Кроме горнокапитальных работ, особо определяются затраты на осушение в зависимости от годовой производственной мощности карьеров по сырой руде и коэффициента водообильности, определяемого количеством воды в $м^3$ в единицу времени. Удельные вложения для осушения карьеров на 1 *т* годовой мощности по сырой руде колеблются от 0,1 руб. (при открытом водоотливе) до 2,5—3,5 руб. (при комбинированном способе осушения или подземном с горизонтальным прибортовым дренажем). Все остальные затраты на строительство карьеров весьма существенно зависят от мощности карьеров по горной массе и вида карьерного транспорта (табл. 94),

Таблица 94

Нормативы капитальных вложений для строительства карьеров на 1 *т* годовой производственной мощности по горной массе
(без затрат на горнокапитальные работы и осушение)

Годовая производственная мощность карьеров по горной массе, млн. *т*	Удельные капитальные вложения, руб.	
	при транспорте	
	автомобильном	железнодорожном
До 5,0	1,25—1,10	1,80—1,65
5,0—10,0	1,10—0,93	1,65—1,45
10,0—20,0	0,93—0,80	1,45—1,23
20,0—50,0	0,80—0,70	1,23—1,00
Свыше 50,0	—	1,00—0,80

Полная величина удельных капитальных вложений, приходящихся на 1 *т* сырой руды, по нормативам

$$У_п = У_г + У_о + У_м K, \text{ руб.}, \tag{703}$$

где $У_г$ — удельные капитальные вложения для горнокапитальных работ на 1 *т* годовой мощности по сырой руде, руб.;

$У_о$ — удельные капитальные вложения для осушения на 1 $т$ годовой мощности по сырой руде, руб.;

$У_м$ — удельные капитальные вложения на 1 $т$ годовой производственной мощности карьера по горной массе (без затрат на горнокапитальные работы и осушение,) руб.;

$К$ — отношение годовой мощности карьера по горной массе ($т$) к годовой мощности по сырой руде ($т$).

Исходя из суммы капитальных вложений по сводному сметно-финансовому расчету, определяют основные фонды карьера на расчетный год, для этого из итоговой суммы исключают, как некапитализируемые, затраты на подготовку кадров и возврат средств по III части сводного сметно-финансового расчета за счет разбираемых временных зданий и сооружений и строительного оборудования.

В проектах реконструкции карьеров основные фонды определяются так же, как и в случае нового строительства, но с добавлением стоимости используемой после реконструкции части существующих основных фондов, при этом погашенная стоимость горнокапитальных работ исключается.

Основные фонды карьера распределяются по отдельным цехам и процессам работ в соответствии с принятой схемой определения себестоимости руды. Особо выделяются затраты на горнокапитальные работы. Подготовленные таким образом данные об основных фондах карьера используют для определения сумм амортизационных отчислений.

§ 5. Определение себестоимости добычи руды и горной массы

Принятой в проекте схемой определения величины важнейшего экономического показателя проектируемого карьера — себестоимости добычи руды — в основном обусловливается структурное построение в необходимом для исчисления себестоимости разрезе штатной ведомости промышленно-производственного персонала и соответственно фонда зарплаты, основных производственных фондов карьера, расхода электроэнергии, материалов и других ресурсов.

Выше приводилась структура построения эксплуатационного штата и основных фондов по процессам и участкам работ; эта структура остается и для определения затрат по всем первичным элементам себестоимости.

Применяемая на горнорудных предприятиях калькуляция себестоимости добычи руды, включающая ряд комплексных статей затрат («погашение горноподготовительных работ», «текущий ремонт и содержание основных средств», «охрана труда» и другие), не позволяет глубоко анализировать структуру затрат по процессам производства и по первичным элементам расходов.

В проекте определяются показатели себестоимости собственно добычи руды и удаления пород; в качестве аналитического показателя определяется себестоимость горной массы. Величина каждого показателя определяется по данным для расчетного года.

Эксплуатационные расходы по отдельным производственным процессам работ и цехам карьера, а также по общерудничным цехам, обслуживающим карьер и фабрику (или несколько фабрик), определяются по первичным элементам расходов: зарплате (основной и дополнительной), начислениям на зарплату, материалам, электроэнергии, тепловой энергии, воде, амортизации, прочим неучтенным расходам. Суммируя эксплуатационные расходы по отдельным цехам, а затем группируя цехи по комплексам работ (вскрышные работы, добыча руды, транспортировка руды и породы, общерудничные цехи и т. д.) на непосредственные и косвенные, т. е. подлежащие распределению, получают после соответствующего распределения полные суммы расходов за год по карьеру (на удаление вскрышных пород и на собственно добычные работы) и по фабрике. Разделив сумму расходов за год на годовую производственную мощность собственно по руде, по породам или по горной массе, определяют себестоимость добычи 1 *т* собственно руды франко-фабрики, себестоимость 1 *т* (*м*³) пород (включая некондиционные руды) франко-отвал или себестоимость 1 *т* горной массы (как частное от деления всех расходов по руднику на годовую мощность по горной массе). Разделив сумму непосредственных и приходящихся косвенных расходов по фабрике на годовую производственную мощность по руде или по концентрату, определяют стоимость фабричного передела 1 *т* сырой руды или 1 *т* концентрата.

В случаях, когда вскрышные работы характеризуются большими объемами удаления рыхлых и скальных пород, соотношение которых существенно меняется по периодам эксплуатации карьера, раздельно определяется себестоимость удаления 1 *т* (*м*³) рыхлых пород и 1 *т* (*м*³) скальных пород. Под объемом вскрышных работ подразумевается все количество удаляемых вскрышных и боковых пород и некондиционных руд.

Для получения себестоимости 1 *т* сырой руды с учетом стоимости удаления пород, характерной для того или иного периода эксплуатации карьера, оперируют соответствующим данному периоду эксплуатационным коэффициентом вскрыши: средним за срок существования карьера, или средним за срок достижения карьером полной проектной мощности, или средним в расчетном году и т. д.

Общая формула для определения себестоимости 1 *т* сырой руды с учетом стоимости удаления пород $C_р$ имеет следующий вид:

$$C_р = C_д + C_п K, \tag{704}$$

где $C_д$ — себестоимость добычи 1 *т* собственно руды с включением амортизации горнокапитальных работ, руб.;

$C_п$ — себестоимость удаления 1 *т* (*м*³) пород, руб.;

K — коэффициент вскрыши для данного периода, *т*/*т*, или *м*³/*т*.

Расходы цехов, обслуживающих эксплуатационные вскрышные и добычные работы, по принципу распределения подразделяются на две группы: 1) относимые только на добычные работы и 2) распре-

деляемые между добычными и вскрышными работами по принадлежности в соответствии с объемом услуг.

При калькулировании проектной себестоимости руды и вскрыши придерживаются установленного инструкцией порядка калькулирования для действующих предприятий, а именно расходы карьера, общие для вскрышных и добычных работ, например, на текущие ремонты и содержание основных средств (включая горные выработки), на содержание администрации карьера, рабочих маркшейдерской и геологической служб, а также на доставку и подготовку взрывчатых материалов, амортизацию горнокапитальных работ и т. п., полностью включают в себестоимость добываемых полезных ископаемых и на эксплуатационные вскрышные работы не относят.

При калькулировании себестоимости руды и вскрыши учитывается часть расходов общерудничных объектов, приходящаяся на карьер. Расходы общерудничных объектов, кроме относимых по прямому назначению (ремонтных и других), распределяются между карьером, фабрикой и другими цехами, отпускающими свою продукцию или услуги на сторону, на капитальный ремонт, непромышленным хозяйствам, для включения в себестоимость продукции пропорционально расходам по переделу.

Не относят на эксплуатационные вскрышные работы расходы таких общерудничных цехов и служб, как слаботочное хозяйство, рудоуправление, бытовой комбинат, охрана труда, содержание пожарной и вахтерской охраны, химлаборатории, а также прочие денежные расходы, и т. п., включаемые в себестоимость добычи руды.

К цехам и службам карьера, затраты которых распределяются между вскрышными и добычными работами, относятся, помимо рудничного транспорта, передвижные ремонтные мастерские, электроснабжение, пневмохозяйство и т. п.

К общерудничным цехам и службам, расходы которых также распеделяются между вскрышными и добычными работами, относятся хозяйственный транспорт, электроснабжение, водоснабжение, центральная ремонтная мастерская и т. п.; при определении основных фондов эксплуатационных вскрышных горноподготовительных и добычных работ внеобъемные затраты по сводному сметно-финансовому расчету распределяются между ними пропорционально непосредственным затратам.

Вновь осваиваемые месторождения, как правило, характеризуются развитым хозяйством вспомогательного назначения — ремонтными цехами, водоснабжением (производственно- и хозяйственно-питьевым), теплоснабжением, реже теплоэлектроснабжением от теплоэлектроцентрали (ТЭЦ). Эти цехи обычно оказывают услуги не только производственным цехам, но также и жилищно-коммунальному хозяйству, что предусматривается проектом. По каждому цеху составляется смета затрат на производство по первичным элементам расходов и определяется себестоимость единицы продукции: воды ($м^3$), тепла (*кал*), электроэнергии (*квт·ч*). Исходя из этой себестоимости и годового объема потребления воды, тепла и собственной

электроэнергии производственными и непромышленными объектами, определяется величина относимых на эти объекты расходов. При этом себестоимость тепла и электроэнергии определяется без учета их потребления на самой ТЭЦ.

Расходы ремонтных цехов распределяются пропорционально трудоемкости ремонтов оборудования отдельных объектов, при этом в случае, когда проектом предусматриваются наряду с текущим средний и капитальный ремонты, следует часть расходов цеха, относящуюся к среднему и капитальному ремонтам, исключить как учитываемую нормами амортизационных отчислений.

Годовые эксплуатационные расходы определяются по действующим ставкам заработной платы, оптовым ценам на материалы, тарифам на электроэнергию и транспорт и дифференцированным нормам амортизации. Однако если к моменту осуществления проекта намечается значительное изменение стоимости электроэнергии в районе строительства рудника в результате строительства новых электростанций или закольцевания энергосистем, то затраты на электроэнергию подсчитываются исходя из перспективной ее стоимости.

Данными о перспективной стоимости электроэнергии располагают соответствующие проектные институты Министерства энергетики и электрификации СССР; для получения ориентировочной перспективной цены на 1 *квт·ч* необходимо к средней по энергосистеме себестоимости 1 *квт·ч* франко-электростанция добавить расходы по транспортированию электроэнергии до горнорудного предприятия, по данным Энергосетьпроекта, и нормативную прибыль, исчисляемую в размере 7—8% от себестоимости 1 *квт·ч* электроэнергии франко-предприятие. Если известны средние удельные капитальные вложения на строительство электростанций и линий электропередач до горнорудного предприятия в расчете на 1 *квт·ч*, то вместо прибыли достаточно к полной себестоимости 1 *квт·ч* франко-предприятие добавить 15% от указанных суммарных удельных капитальных вложений.

Цена за 1 *квт·ч* в проектах определяется по двухставочному тарифу, состоящему:

а) из основной годовой платы на 1 *ква* и оплачиваемой присоединенной мощности трансформаторов и высоковольтных электродвигателей (напряжением 1000 *в* и выше) или 1 *квт* максимальной нагрузки при максимуме не ниже 500 *квт* независимо от количества потребляемой по проекту электроэнергии; при этом за оплачиваемую мощность принимается мощность трансформаторов, преобразующих электроэнергию на рабочее напряжение, непосредственно питающее токоприемники. Например, если головной трансформатор на подстанции потребителя преобразует энергию со 110 до 35 *кв*, а рабочее напряжение на руднике принято 6 *кв*, то двухставочный тариф определяется по мощности трансформаторов 35 на 6 *кв*;

б) из дополнительной платы за отпущенные киловатт-часы активной энергии, учтенной счетчиком. Цена по двухставочному тарифу определяется для горнорудного предприятия в целом.

Принятие данной энергоснабжающей организации в качестве источника электроснабжения предприятия согласовывается с Министерством энергетики и электрификации СССР.

Годовой фонд заработной платы персонала отдельных цехов определяется в проекте по тарифным ставкам для рабочих и должностным окладам инженерно-технических работников, служащих, работников пожарно-вахтерской охраны и младшего обслуживающего персонала. Размер премиального вознаграждения и вознаграждения за выслугу лет, выплачиваемых за счет фонда заработной платы, принимается в процентах от зарплаты по тарифу по аналогии с передовыми действующими горнорудными предприятиями.

Стоимость эксплуатационных материалов и топлива должна определяться с учетом транспортных расходов до проектируемого предприятия. Проектная организация, как правило, не располагает сведениями о месторасположении будущих поставщиков материалов и поэтому не может в проекте определить транспортные расходы для каждого вида материалов. Рекомендуются два упрощенных способа определения цен на материалы франко-горнорудное предприятие, применяемые в проектной практике: по уровню сложившихся фактических цен на действующих предприятиях, расположенных в районе проектируемого рудника, и по средним районным сметным ценам на материалы франко-строительная площадка (приобъектный склад) с учетом заготовительно-складских расходов.

Основную часть расходов на эксплуатационные материалы для карьера со скальными породами составляет стоимость взрывчатых веществ и средств взрывания (до 60%), в связи с чем годовой расход этих материалов надо определять возможно тщательней.

Расходы на приобретение материалов для текущих ремонтов оборудования (включая запчасти) в проектах можно определять укрупненно, в размере 3% от стоимости ремонтируемого горного оборудования и в размере 4% от стоимости ремонтируемого транспортного оборудования.

Ввиду того что в проектной смете производства не представляется возможным учесть и оценить полный набор эксплуатационных материалов, необходимо дополнительно предусматривать по каждому цеху затраты на «прочие материалы» в размере 5—10% от стоимости основных материалов, определенной по прейскурантным ценам.

Амортизационные отчисления определяются по дифференцированным нормам, введенным в действие с 1 января 1963 г.

В проектах суммы амортизации определяются со значительно меньшей детализацией, чем на действующих рудниках (табл. 95).

Суммы затрат на отдельные объекты по сводному сметно-финансовому расчету распределяются по цехам и процессам, с одной стороны, и по группам фондов — с другой, при этом затраты на монтажные работы включаются в стоимость оборудования.

В соответствии с инструкцией о порядке определения норм и начисления амортизации по производственным основным фондам предприятий горной промышленности основные фонды карьера по

Таблица 95

Форма для определения сумм амортизации в проектах

Наименование цехов, процессов работ и титулов по сводному сметно-финансовому расчету	Капитальные затраты тыс. руб.			Нормы амортизации, %		Сумма амортизации за год, тыс. руб.		
	на здания, сооружения и передаточные устройства	на силовые машины, оборудование, транспортные средства, инструмент и производственный инвентарь	всего	на здания, сооружения и передаточные устройства	на силовые машины, оборудование, транспортные средства, инструмент и производственный инвентарь	на здания, сооружения и передаточные устройства	на силовые машины, оборудование, транспортные средства, инструмент и производственный инвентарь	всего
А. Карьер								
I. Вскрышные работы								
1) Буровзрывные работы (№ титулов)								
2) Экскаваторные работы (№ титулов)								
3) Отвальное хозяйство (№ титулов) и т. д. по форме сводки эксплуатационных расходов								

способу начисления амортизации на полное восстановление (реновацию) разделяются на две части:

1. Фонды, связанные непосредственно с отработкой запасов полезных ископаемых; стоимость этих фондов должна быть возмещена ко времени отработки запасов, для извлечения которых предназначены данные фонды. К этой части фондов относятся горнокапитальная вскрыша, капитальные траншеи, стволы водопонизительных шахт, здания и дороги в карьере и др. Амортизация на полное восстановление этих фондов начисляется по потонной ставке. Для предприятий по добыче руд и нерудных ископаемых со сроком эксплуатации свыше 25 лет норма амортизационных отчислений на полное восстановление для капитальных горных выработок устанавливается в размере 4% от их балансовой стоимости.

2. Все остальные фонды, стоимость которых полностью возмещается по утвержденным нормам, в процентах к стоимости данного вида основных фондов.

Амортизация на капитальный ремонт основных фондов карьера начисляется по общеустановленным нормам в процентах от их стоимости.

Общая сумма амортизационных отчислений, исчисленная по дифференцированным нормам, составляет в среднем от 10 до 14% к балансовой стоимости всех основных фондов карьера (включая горный транспорт). Для карьеров большой мощности, составляющей 10—20 млн. *т* сырой руды и 25—60 млн. *т* горной массы в год, характеризующихся большими запасами полезного ископаемого, средний процент амортизационных отчислений снижается до 8—10%. Доля амортизации в общей себестоимости сырой руды в современных проектах крупных железорудных карьеров достигает 35% и более.

В составе прочих расходов учитываются расходы на приобретение спецодежды и спецпитания отдельным группам работников, на командировки, почтово-телеграфные операции и телефонные разговоры, расходы на приобретение канцелярских материалов и малоценного инвентаря и т. д. Наконец, статьей «прочие расходы» в известной мере покрываются все пропуски в определении расходов предприятия, которые могут быть допущены проектировщиками при подсчете себестоимости продукции.

В описанной схеме определения годовых эксплуатационных расходов карьера и себестоимости отсутствуют комплексные статьи («погашение горноподготовительных работ», «охрана труда», «текущий ремонт» и др.), так как составляющие их расходы учитываются по первичным элементам.

Преимущество применяемой в проектах системы построения кулькуляции заключается, кроме того, еще и в том, что она дает возможность легко проверить правильность расчета расходов по отдельным первичным элементам себестоимости, их соответствие техническим частям проекта. Так, например, расходы на заработную плату на единицу продукции проверяются по таблице фонда

заработной платы путем деления ее итога на годовую производственную мощность карьера по руде. То же относится и к другим элементам себестоимости. Шахматная форма сводной таблицы годовых эксплуатационных расходов по цехам (процессам работ) и первичным элементам себестоимости исключает возможность ошибок в определении расходов по предприятию в целом и по отдельным его частям.

Для определения расходов по основным цехам и производственным процессам карьера с учетом услуг вспомогательных цехов и служб предприятия необходимо придерживаться определенной последовательности в распределении расходов общих цехов (табл. 96).

Таблица 96

Распределение годовых эксплуатационных расходов общекомбинатских цехов

Расходы и принцип распределения	Железорудный карьер	Обогатительная фабрика	Флогопито-вермикулитовое предприятие	Карбонатитовый карьер	Всего
Непосредственные расходы, тыс. руб.	3799,17	12085,42	3658,2	125,28	19 668,07
%	19,3	61,4	18,6	0,7	100,0
Распределяемые расходы общекомбинатских цехов:					
ремонтно-механическая мастерская, по услугам, %	15,1	69,0	15,1	0,8	100,0
тыс. руб.	174,0	794,59	174,0	9,2	1151,79
электрохозяйство, по услугам, %	10,4	82,6	4,6	2,4	100,0
тыс. руб.	12,6	100,14	5,6	2,9	121,24
теплоснабжение, по услугам, %	2,8	89,9	7,3	—	100,0
тыс. руб.	2,6	84,53	6,8	—	93,93
химлаборатория, по услугам, %	37	63	—	—	100,0
тыс. руб.	70,5	119,84	—	—	190,34
Прочие цехи пропорционально стоимости передела, тыс. руб.	280,0	882,6	266,0	8,6	1437,2
Итого по п.п., тыс. руб.	539,7	1981,7	452,4	20,7	2936,9

В первую очередь распределяются расходы производственного транспорта и цехов в карьере, общих для добычных и вскрышных работ (табл. 97), затем расходы общекомбинатских вспомогательных цехов между карьером, фабрикой и другими частями предприятия.

Для примера приведем распределение расходов общих цехов по проектному заданию Ковдорского горнообогатительного комбината (III очередь расширения) [1], в составе которого запроектированы

[1] Проектное задание III очереди расширения Ковдорского горнообогатительного комбината, т. I, технико-экономическая часть, приложения. Гипроруда, 1964.

Таблица 97

Распределение расходов горного транспорта и цехов в карьере, общих для вскрышных и добычных работ

Работы	Работа горного транспорта, млн. *ткм*	%	Расходы горного транспорта, тыс. руб.	Непосредственные расходы вскрышных и добычных работ, тыс. руб.	Расходы общих цехов карьера, распределяемые по принадлежности и относимые только на добычные работы, тыс. руб.	Итого расходы по карьеру, тыс. руб.
Вскрышные	15,2	61,3	1180,0	911,28	298,0	2389,28
Добычные	9,6	38,7	744,14	498,64	167,11	1409,89
Итого	24,8	100,0	1924,14	1409,92	465,11	3799,17

железорудный карьер, обогатительная фабрика, флогопито-вермикулитовый карьер и карбонатитовый карьер (табл. 98).

Таблица 98

Распределение доли расходов общекомбинатских цехов между вскрышными и добычными работами

Работы	Итого расходов карьера, тыс. руб.	Услуги общекомбинатских цехов по принадлежности, тыс. руб.	Остальные расходы общекомбинатских цехов, относимые на добычу руды, тыс. руб.	Всего, тыс. руб.
Вскрышные	2389,28	163,7	—	2552,98
Добычные	1409,89	96,0	280,0	1785,89
Итого	3799,17	259,7	280,0	4338,87

Годовая производственная мощность железорудного карьера 6000 тыс. *т* сырой руды (2758 тыс. $м^3$), 8000 тыс. *т* пород, 14 000 тыс. *т* горной массы. Средний эксплуатационный коэффициент вскрыши составляет за первый период (15 лет) 1,33 и за весь срок существования карьера 1,23.

Разделив годовые эксплуатационные расходы на соответствующую мощность карьера, получим себестоимость удаления вскрыши, собственно руды, 1 *т* руды франко-приемный бункер обогатительной фабрики и 1 *т* горной массы:

себестоимость вскрыши франко-отвал

2552,98 тыс. руб. : 2758,6 тыс. $м^3$ = 0,926 *руб/*$м^3$;

2552,98 руб. : 8000 тыс. *т* = 0,319 *руб/т*;

себестоимость добычи 1 m собственно руды
1785,89 тыс. руб. : 6000 тыс. m = 0,297 руб.;
себестоимость 1 m руды франко-приемный бункер обогатительной фабрики:
средняя за первый период эксплуатации карьера
0,297 руб. + 1,33 × 0,319 руб. = 0,721 руб.;
средняя за весь период существования карьера
0,297 руб. + 1,23·0,319 = 0,689 руб.;
себестоимость 1 m горной массы
4338,87 тыс. руб. : 14 000 тыс. m = 0,310 руб.

§ 6. Определение экономической эффективности капитальных вложений в строительство карьера

В технико-экономической части проекта приводится обоснование мощности и состава предприятия, сортамента продукции, источников обеспечения предприятия всеми необходимыми ресурсами для его строительства и эксплуатации, выбирается вариант системы разработки, схемы комплексной механизации, определяются технико-экономические показатели проекта; на основе анализа важнейших показателей в сравнении с проектами-аналогами, или передовыми действующими отечественными и зарубежными предприятиями (капитальных вложений, производительности труда, себестоимости продукции, использования основных фондов, рентабельности, срока окупаемости вложений и других) устанавливается общая экономическая эффективность капитальных вложений в строительство предприятия.

Для оценки вариантов проекта применяются критерии, которые в скрытой или явной форме учитывают эффективность дополнительных капитальных вложений. Такими критериями являются:

1. Суммарная за расчетный период приведенная с учетом фактора времени прибыль карьера. Применяется в тех случаях, когда внутри каждого из сравниваемых вариантов происходит изменение по годам либо периодам объема добычи, качества продукции и издержек производства. Предпочтение отдается варианту, обеспечивающему максимальную суммарную приведенную прибыль.

2. Суммарные за расчетный период приведенные с учетом фактора времени затраты карьера. Применяются при аналогичном изменении по вариантам объемов и качества продукции во времени и динамичном характере издержек производства. Предпочтение отдается варианту с наименьшей суммой приведенных затрат.

3. Приведенные затраты на расчетный момент, коэффициент эффективности, срок окупаемости дополнительных капитальных вложений. Применяются, когда ценность продукции в каждый момент времени по вариантам аналогична, а издержки производства неизменны во времени. Принимают вариант с наименьшими приведенными затратами.

При сравнении двух вариантов достаточно определить коэффициент эффективности либо срок окупаемости дополнительных капитальных вложений и сопоставить их с нормативными.

При определении эффективности проекта горнорудного предприятия в целом необходимо особо устанавливать экономическую эффективность проекта карьера — естественной основы горнорудного предприятия, определяющей его производственную мощность, технологическую схему подготовки и использования полезного ископаемого для нужд народного хозяйства. При анализе необходимо раскрыть влияние природных факторов на уровень технико-экономических показателей проекта.

В условиях открытой разработки месторождения масштабы горного предприятия определяются его производственной мощностью по горной массе, при этом в большинстве случаев объем удаляемых в отвал пород существенно превышает объем добычи полезного ископаемого. Чем больше извлекается пород, тем больше требуется горного оборудования, средств для его ремонта и содержания. Возможность складирования пород в выработанное пространство появляется лишь при небольшой мощности рудной залежи; обычно же отвалы пород располагаются за пределами карьера. При удалении больших объемов пород (например, на Лебединском, Стойленском, Погромецком и других аналогичных месторождениях Курской магнитной аномалии, Соколовском, Сарбайском и Качарском месторождениях в Кустанайской области Казахской ССР и др.) возникает необходимость устраивать отвалы на значительном расстоянии от карьера, превышающем дальность перевозки полезного ископаемого до фабрики. Это обстоятельство обусловливает увеличение транспортного хозяйства, ремонтных цехов, приобретение мощного отвального оборудования, что приводит к существенному увеличению численности работающих, капитальных вложений в строительство карьера и себестоимости единицы добываемого полезного ископаемого. Поэтому в проектах горнорудных предприятий с открытым способом разработки месторождений необходимо важнейшие технико-экономические показатели — производительность труда, удельные капитальные вложения, себестоимость, использование основных фондов — определять не только в расчете на полезное ископаемое, но и на горную массу. Сопоставление показателей разных проектов, исчисленных на горную массу, правильнее характеризует рациональность технических решений по горным категориям, чем сопоставление показателей по руде, так как при равной годовой мощности по руде проекты могут оказаться несравнимыми по масштабам годовой мощности по горной массе.

Для выявления влияния природных факторов на показатели (крепости и обводненности пород, условий и дальности транспортирования горной массы и др.) анализируются показатели по отдельным процессам работ.

Определяя эффективность проекта карьера в целом путем сравнения показателей с проектом-аналогом, необходимо устранить

влияние различия в годовой производительности по горной массе. Для этого следует учесть дополнительные капитальные вложения в годовые эксплуатационные расходы по проекту предприятия с меньшей производительностью, соответствующие приросту мощности, или скорректировать показатели удельных капитальных вложений и себестоимости 1 *т* горной массы по проекту карьера с меньшей годовой производительностью в соответствии с приростом мощности. По существу, оба метода достижения сопоставимости проектов сходны между собой, так как применение каждого из них связано с использованием удельных показателей. На практике более удобно корректировать непосредственно удельные капитальные вложения и себестоимость горной массы.

Изучение структуры удельных капитальных затрат и проектной себестоимости горной массы одного и того же карьера, но с разной мощностью позволяет установить соотношение между той частью капитальных затрат, которая определяется условно постоянными капитальными затратами и годовыми расходами, и остальной их частью, определяемой переменными капитальными затратами и расходами, увеличивающимися примерно пропорционально увеличению годовой мощности карьера по горной массе. К условно постоянным относятся затраты и расходы, связанные главным образом с вспомогательными цехами и службами карьера и всего горнорудного предприятия: горной конторой, электро- и слаботочным хозяйством, складским хозяйством, транспортом вспомогательного назначения, бытовым комбинатом, рудоуправлением и т. п. Можно считать, что для карьеров с годовой производственной мощностью свыше 5 млн. *т* горной массы и выше постоянная часть расходов в себестоимости горной массы составляет 25%, а для карьеров с годовой мощностью меньше 5 млн. *т* — 30%. Эти примерные нормативы можно принимать и для постоянной части капитальных вложений на строительство карьеров указанной мощности, определяя снижение удельных показателей вложений при увеличении мощности карьеров по горной массе.

При изменении горноэксплуатационных условий себестоимость горной массы и руды может измениться под влиянием различных факторов. Например, себестоимость горной массы может повыситься за счет увеличения дальности перевозок пород, а себестоимость руды может повыситься, несмотря на снижение себестоимости горной массы, вследствие увеличения среднего коэффициента вскрыши.

Такого рода явления зависят от конкретных горнотехнических условий эксплуатации месторождения.

Подобным образом следует корректировать для сопоставимости и удельные капитальные вложения на 1 *т* руды, уравнивая годовую мощность карьеров по горной массе. Для сопоставимости показателей удельных капитальных затрат на 1 *т* руды и себестоимости руды по карьерам с различными коэффициентами вскрыши необходимо уравнять эти коэффициенты, добавив к показателям карьера с меньшим коэффициентом вскрыши соответствующую величину капиталь-

ных затрат эксплуатационных расходов, исходя из их удельных значений на 1 *т* горной массы.

Надо ли при анализе сравнительной эффективности учитывать показатель удельных капитальных затрат на 1 *т* запасов полезного ископаемого?

В проектной практике этот показатель обычно не применяется, хотя и представляет экономический интерес в том случае, если его исчислять как частное от деления капитальных вложений за весь срок существования карьера (а не первоначальных) на балансовые запасы в границах карьерного поля. При проектировании карьера, особенно с большими запасами, затруднительно определить капитальные вложения за весь срок его существования. Проектировщик обычно располагает лишь суммой первоначальных капитальных вложений, показывающих, какой ценой для народного хозяйства обеспечивается годовая проектная мощность карьера по руде в период до его реконструкции, для которой потребуются новые капитальные вложения. Об этом же свидетельствует и показатель удельных капитальных вложений на тонну годовой мощности по руде, который нельзя подменять показателем первоначальных удельных капитальных вложений на тонну балансовых запасов; последний показатель вообще неполноценен, так как не учитывает последующих капитальных вложений на поддержание мощности карьера. При определении эффективности проектных решений по сравнению с проектом-аналогом по узко горным критериям качество руды не имеет значения как природный фактор, не зависящий от проектантов, однако качество руды обязательно надо учитывать при определении сравнительной экономической эффективности освоения конкурирующих между собой месторождений или вариантов разработки месторождения.

Кроме общей величины удельных капитальных вложений, приходящихся на тонну горной массы, необходимо проанализировать ее затраты по отдельным статьям: горнокапитальным работам, водопонижению, буровзрывным работам, горному транспорту. Затраты по этим статьям могут изменяться в значительных пределах в зависимости от природных условий: мощности толщи покрывающих пород, крепости руды и вмещающих пород, обводненности месторождения, мощности рудной залежи, рельефа местности и т. п. Для такого анализа удобно использовать данные таблицы начисления амортизации, в которой капитальные затраты по карьеру сгруппированы по отдельным производственным процессам и цехам.

Общая величина удельных капитальных затрат по карьеру анализируется с учетом приходящейся доли затрат на общерудничные (общекомбинатские) объекты; при анализе затрат по отдельным процессам и цехам учитываются только вложения на собственно карьер и горный транспорт.

Одним из показателей, характеризующих эффективность освоения месторождений и проектных решений, служит соотношение между активной и пассивной частями основных фондов карьера.

Пользуясь той же таблицей начисления амортизации по карьеру, к пассивной части относят капитальные вложения для зданий, сооружений (включая горнокапитальные работы) и передаточных устройств, а к активной — капитальные вложения для приобретения силовых машин, оборудования и его монтажа, транспортных средств, инструмента и производственного инвентаря. В зависимости от объема горнокапитальных работ и других природных факторов капитальные вложения в активную часть основных фондов железорудных карьеров составляют в общих капитальных вложениях от 22 до 32%. Чем больше удельный вес активной части основных фондов, тем выше эффективность капитальных вложений в освоение месторождения, больше отдача основных фондов карьера, определяемая как частное от деления годовой мощности по горной массе на сумму капитальных вложений в строительство карьера.

В проектах реконструкции и расширения карьеров дополнительно определяются удельные капитальные вложения на тонну прироста годовой мощности по руде и по горной массе; эти показатели сопоставляются с удельными основными фондами до реконструкции. При анализе необходимо выделить капитальные вложения, не связанные с увеличением годовой производственной мощности карьера. К ним относятся затраты на совершенствование технологии добычи и транспортирования горной массы, имеющие целью улучшение технико-экономических показателей карьера при той же его мощности по руде, на механизацию и автоматизацию производства, повышение производительности, улучшение условий труда и т. п. В проектной практике нередки случаи, когда реконструкция карьера связана с необходимостью увеличения его мощности по горной массе для сохранения прежней мощности по руде. Реконструкция карьера с целью поддержания достигнутой мощности по руде по результатам равносильна вводу мощности на вновь осваиваемом месторождении. Однако при такой реконструкции следует учитывать, на какой срок обеспечивается поддержание мощности, т. е. учесть дополнительные затраты, которые потребуются на повторную реконструкцию для этой цели.

При определении сравнительной экономической эффективности капитальных вложений в реконструкцию для поддержания производственной мощности карьера на достигнутом уровне и в новое строительство последующие капитальные вложения в реконструкцию карьеров (действующего и нового) учитываются за равный период предстоящей эксплуатации.

Сравнивая удельные капитальные вложения по данному проекту и проекту-аналогу, необходимо учитывать размер оборотных фондов.

Существовавшая до настоящего времени бесплатность производственных фондов не стимулировала предприятия к их эффективному использованию. Рост основных фондов в добывающих отраслях промышленности значительно опережает рост производительности труда. В соответствии с решениями сентябрьского (1965 г.) Пленума ЦК КПСС о совершенствовании планирования и усилении экономи-

ческого стимулирования промышленного производства предусмотрено совершенствование ценообразования, создание за счет прибыли и других собственных ресурсов предприятий фонда материального поощрения, фонда социально-культурных мероприятий и жилищного строительства и фонда развития производства. В новых условиях работы неизмеримо повышается ответственность проектных организаций за качество проектной и сметной документации, за реальность технико-экономических показателей. Как и на действующих предприятиях, в экономической части проекта следует определять рентабельность проектируемого объекта в виде частного от деления прибыли на сумму основных и оборотных фондов. Процент рентабельности должен быть достаточно высок для того, чтобы обеспечить за счет прибыли образование фондов предприятия, финансирование собственных капитальных вложений, прирост оборотных средств и других затрат предприятий.

Для исчисления рентабельности производства в экономической части проекта необходимо помимо стоимости основных фондов предприятия исчислять нормируемые и приравненные к ним оборотные средства предприятия. На горнорудных предприятиях значительную часть оборотных средств (до 50% и более) составляют затраты на горноподготовительные вскрышные работы, показываемые на счете расходов будущих периодов. Затраты на горноподготовительные работы будущих периодов возникают на карьерах при превышении текущего коэффициента вскрыши над средним плановым, устанавливаемым по проекту. Исходя из остатка объемов вскрышных работ, не погашенных по плановому коэффициенту вскрыши за ряд лет до расчетного года включительно, и проектной стоимости удаления 1 $м^3$ вскрыши, в проекте подсчитываются необходимые оборотные средства на расчетный год для финансирования этих вскрышных работ. Другие нормируемые оборотные средства (производственные запасы, незавершенное производство и полуфабрикаты собственного изготовления, готовая продукция и проч.) следует определять по аналогии со сходными предприятиями, расположенными примерно в том же или соседнем экономическом районе.

Анализируя проектные показатели производительности труда, необходимо выявить экономию живого труда в результате внедрения новой техники, механизации и автоматизации на отдельных участках производства. Для этого численность работников по данному проекту сопоставляется с численностью при обычной технике. Общая экономия живого труда по предприятию в результате применения новой техники служит важнейшим фактором снижения себестоимости руды по зарплате и начислениям на нее.

При анализе себестоимости руды и горной массы учитывается, наряду с общей ее величиной, структура себестоимости по отдельным производственным процессам и по экономическим элементам. При сравнении с проектом-аналогом анализ структуры себестоимости (в копейках и процентах) дает возможность устанавливать причины удорожания или удешевления руды на конкретных

участках производства. Структура себестоимости значительно колеблется в зависимости от природных условий, вида транспорта и т. д. По данным института Гипроруда, проектная структура себестоимости 1 *m* горной массы характеризуется следующими средними данными (табл. 99, 100).

Таблица 99

Структура проектной себестоимости 1 *m* горной массы на железорудных карьерах по процессам производства

Район расположения, годовая производственная мощность по горной массе. Вид рудничного транспорта	Всего	В том числе					
		погашение горнокапитальных работ	буровзрывные работы	экскавация	транспорт и отвальное хозяйство	осушение	остальные процессы
Казахская ССР							
Лисаковский ГОК, 36 млн. *m* (рыхлые руды и породы), железнодорожный транспорт:							
коп.	14,8	0,2	—	5,2	5,1	—	4,3
%	100,0	1,3	—	35,1	34,4	—	29,2
Соколовско-Сарбайский ГОК, свыше 50 млн. *m*, рыхлые и скальные породы; железнодорожный транспорт:							
коп.	25,3	1,9	2,8	2,9	10,8	2,7	4,2
%	100,0	7,5	11,1	11,4	42,7	10,7	16,6
Районы Крайнего Севера и приравненные к ним,							
10—20 млн. *m*, скальные породы, автомобильный транспорт:							
коп.	31,0	0,2	5,3	3,5	14,8	—	7,2
%	100,0	0,6	17,1	11,3	47,8	—	23,2
железнодорожный транспорт:							
коп.	35	0,6	6,3	4,1	13,2	—	10,8
%	100,0	1,7	1,8	17,7	37,7	—	30,9

По приведенным данным, удельный вес затрат по погашению горнокапитальных работ в себестоимости горной массы колеблется от 0,6 до 7,5%, по буровзрывным работам — от 0 до 17,1%, экскавации — от 11,3 до 35,1%, по рудничному транспорту с отвальным хозяйством — от 34,4 до 47,8% (при автомобильном транспорте выше, чем при железнодорожном), по осушению — от 0 до 10,7% и по всем остальным процессам в целом — от 16,6 до 30,9%.

Удельный вес отдельных экономических элементов себестоимости руды также существенно колеблется, но в целом меньше, чем по

Таблица 100

Структура проектной себестоимости 1 *т* горной массы на железорудных карьерах по первичным экономическим элементам

Районы расположения, годовая производственная мощность по горной массе. Вид рудничного транспорта	Всего	В том числе				
		заработная плата с начислениями	материалы и топливо	электроэнергия	амортизация	прочие затраты
Казахская ССР						
Лисаковский ГОК, 36 млн. *т*, железнодорожный транспорт:						
коп.	14,8	4,2	2,3	0.3	7,1	0,9
%	100,0	28,4	15,5	2,0	48.0	6,1
Соколовско-Сарбайский ГОК, свыше 50 млн. *т*, железнодорожный транспорт:						
коп.	25,3	6,0	4,7	4,0	9,0	1,6
%	100,0	23,7	18,6	15.8	35,6	6,3
Районы Крайнего Севера и приравненные к ним, 10—20 млн. *т*, железнодорожный и автомобильный транспорт:						
коп.	33,3	12,8	7,5	1,5	10,0	1,2
%	100,0	38,8	22,7	4,6	30,3	3,6

процессам работ, составляя для зарплаты с начислениями от 23,7 до 38,8%, материалов и топлива — от 15,5 до 22,7%, электроэнергии — от 2,0 до 4,6%, амортизации — от 30,3 до 48,0% и для прочих затрат — от 3,6 до 6,3%.

Важно проанализировать структуру себестоимости 1 *т* руды по видам работ с включением расходов на транспорт, %:

Вскрышные работы	55,0
Добычные работы (с учетом погашения горнокапитальных работ)	33,0
Общерудничные (общекомбинатские) расходы	12,0
Итого себестоимость 1 *т* руды	100,0

Удельный вес расходов вскрышных работ в себестоимости руды характеризует влияние природных условий залегания полезного ископаемого на величину себестоимости руды.

В проектах необходимо определять общую экономическую эффективность применения новой техники. Для этого можно воспользоваться укрупненными показателями затрат живого труда, капитальных вложений и эксплуатационных расходов на 1 *т* горной

массы по отдельным процессам работ при обычной технике и заменившей ее новой технике, учитывая влияние природных условий на уровень показателей. Так, определяя сравнительную эффективность применения большегрузных автосамосвалов, нужно корректировать удельные показатели на 1 *т* горной массы в случае различной дальности перевозки по проекту-аналогу; корректировка производится по количеству тонно-километров, приходящихся на 1 *т* горной массы. Показатели по буровзрывным работам при резком различии крепости пород корректируются путем сопоставления производительности буровых станков в условиях разной крепости пород и т. д.

При определении экономической эффективности проектных решений надо пользоваться соответствующей отраслевой методикой, а при ее отсутствии для данной отрасли — типовой методикой определения экономической эффективности капиталовложений, утвержденной 8/IX 1969 г.

§ 7. Основные технико-экономические показатели проекта

Количественная и качественная характеристика проектных решений и их эффективности дается при помощи системы технико-экономических показателей строительства и эксплуатации карьера. В технических частях проекта приводятся технико-экономические показатели, характеризующие данный производственный процесс или цех. Например, в горной части карьера приводятся средние показатели производительности горного оборудования в конкретных условиях проектируемого карьера, эксплуатационный коэффициент вскрыши, производительность труда рабочих на буровых и экскаваторных работах по руде и по горной массе за человеко-смену и др.; в транспортной части проекта приводятся средние показатели производительности локомотивов или автосамосвалов, производительность труда транспортных рабочих, выраженная количеством тонно-километров за человеко-смену и т. д. В сметной части проекта определяются технико-экономические показатели, характеризующие сметную стоимость строительства 1 $м^3$ здания или 1 *м* дорог и т. п.

В отличие от этих показателей, которые можно назвать частными, в технико-экономической части проекта помещаются обобщающие показатели, характеризующие весь проект строительства и эксплуатации карьера в целом; при этом в состав показателей включается ряд технических данных, без которых нельзя анализировать и оценить результативные экономические показатели проекта — производительность труда, капитальные вложения, себестоимость продукции и др.

Обычно технико-экономические показатели проекта, сгруппированные по отдельным разделам проекта, приводятся в сводной таблице.

Примерный состав технико-экономических показателей карьера применительно к железорудному месторождению помещен в табл. 101.

Таблица 101

Номенклатура основных технико-экономических показателей проекта

№ п/п	Наименование показателей, единицы измерения	Показатели
1	Географическое расположение месторождения (область, край, район, географические координаты, расстояние от ближайшей ж.-д. станции или населенного пункта)	
	I. Геологическая часть	
2	Геологические запасы руды по категориям, утвержденные ГКЗ, по состоянию на . . . . . (№ протокола, дата утверждения), млн. *т*	
	A_2	
	B	
	A_2+B	
	C_1	
	A_2+B+C_1	
	C_2	
3	Среднее содержание в недрах, %:	
	железа	
	серы	
	фосфора	
	(приводится полный химический состав)	
4	Промышленные запасы руды и количество пород в проектных границах карьерного поля, млн. *т*	
	руда по категориям	
	A_2	
	B	
	A_2+B	
	C_1	
	A_2+B+C_1	
	C_2	
	породы и некондиционные руды	
	Вся горная масса	
5	Запасы металла в промышленных запасах руды в карьере, *т*:	
	железо	
	никель	
	кобальт	
	медь	
6	Мощность пласта полезного ископаемого или средняя мощность рудного тела, *м*	
7	Средняя мощность наносов, *м*	
8	Объемный вес, $т/м^3$:	
	руды	
	породы	
9	Коэффициент крепости по шкале Протодьяконова:	
	руды	
	породы	
10	Влажность руды, %	
	II. Горная часть	
11	Срок обеспечения промышленными запасами руды, лет	

Продолжение табл. 101

№ п/п	Наименование показателей, единицы измерения	Показатели	
12	Режим работы карьера:	на вскрышных работах	на добыче руды
	Количество рабочих дней в году		
	Неделя: прерывная или непрерывная		
	Количество смен в сутки		
	Количество часов работы в смену		
13	Производительность в год:		
	по добыче руды, тыс. *т*		
	по вскрыше, тыс. $м^3$		
	по горной массе, тыс. $м^3$		
	тыс. *т*		
14	Объем горнокапитальных работ:		
	по породам, тыс. $м^3$		
	по руде, тыс. *т*		
15	Коэффициент вскрыши эксплуатационный:		
	за весь срок существования карьера, $м^3/м^3$ *т*/*т*		
	в расчетном году, $м^3/м^3$ *т*/*т*		
	по характерным периодам с устойчивой годовой производительностью по вскрыше:		
	первый период (число лет) $м^3/м^3$ *т*/*т*		
	второй период (число лет), $м^3/м^3$ *т*/*т*		
16	Содержание железа в руде, направляемой на фабрику, %		
17	Высота уступа, *м*:		
	на добыче руды		
	на вскрышных работах		
18	Основное оборудование для горных работ в карьере буровых станков — всего	рабочий парк	инвентарный парк
	в том числе (по типам и маркам)		
	. . . . .		
	экскаваторов — всего		
	в том числе (по типам: марка и емкость ковша)		
	. . . . .		
19	Вспомогательное оборудование в карьере:		
	путепередвигатели		
	бульдозеры		
20	Производительность основного горного оборудования:	на вскрышных работах	на добычных работах
	а) буровых станков (в среднем для всех марок):		
	в час чистой работы, *м*		
	в рабочую смену, *м*		
	за год на один списочный станок, *м*		
	коэффициент использования буровых станков во времени (определяется по формуле $K=\frac{Tn}{8760N}$, где T — продолжительность смены, *ч*; n — число отработанных машиносмен всеми станками; N — инвентарное среднесписочное число станков; 8760 — количество часов в году)		

№ п/п	Наименование показателей, единицы измерения	Показатели	
	б) экскаваторов (по маркам и емкости ковша), *м*³		
	в смену		
	. . . . .		
	в год		
	производительность на 1 *м*³ суммарной емкости ковшей в год		
	коэффициент использования экскаваторов во времени (определяется по формуле, приведенной в п. 20, а)		
	III. Карьерный транспорт и отвальное хозяйство		
21	Вид транспорта на вскрышных работах (автомобильный или железнодорожный) [1]	рабочий парк	инвентарный парк
	а) показатели для автомобильного транспорта: тип, грузоподъемность и число автосамосвалов по маркам		
	б) показатели для железнодорожного транспорта: тип, грузоподъемность и количество подвижного состава:		
	тягового		
	думпкаров		
	в) расстояние откатки породы, *км*		
	г) величина грузооборота по породе, *т · км*:		
	в сутки		
	в год		
	д) ширина колен, *мм*		
22	Вид транспорта на добыче руды (автомобильный или железнодорожный) [1]: п. п. а), б), в), г) — то же, что и в п. 21		
23	Отвальное хозяйство:		
	суммарная емкость отвалов, *м*³		
	основное оборудование на отвалах (по типам и маркам):	рабочий парк	инвентарный парк
	экскаваторы		
	бульдозеры		
	отвальные плуги		
	путепередвигатели		
	протяженность ж.-д. путей, *км*		
	IV. Электроснабжение		
24	Источник электроснабжения		
25	Потребляемая максимальная мощность по предприятию (с учетом нагрузок освещения), *квт*		
	в том числе:		
	карьер (без транспорта)		
	карьерный транспорт с отвальным хозяйством		
	карьер, включая транспорт		
	рудоподготовительный комплекс		
	общерудничные цехи		

[1] В случае применения троллейвозного или конвейерного транспорта приводятся соответствующие показатели по этим видам работ.

№ п/п	Наименование показателей, единицы измерения	Показатели
26	Годовой расход электроэнергии по предприятию, тыс. *квт · ч*	
	в том числе: карьер (без транспорта)	
	карьерный транспорт с отвальным хозяйством	
	карьер, включая транспорт	
	рудоподготовительный комплекс	
	рудничные цехи	
	V. Водоснабжение	
27	Источник водоснабжения	
28	Годовой расход воды, тыс. $м^3$	
	в том числе (по главнейшим объектам):	
	. . . . .	
	. . . . .	
	VI. Труд и заработная плата	
29	Списочный состав промышленно-производственного персонала	
	в том числе:	
	рабочих	
	инженерно-технических работников	
	служащих	
	младшего обслуживающего персонала и охраны	
	В составе промышленно-производственного персонала	
	на горных работах	
	в том числе на буровзрывных	
	на карьерном транспорте и отвальном хозяйстве	
	на прочих работах в карьере	
	приходящаяся на карьер часть персонала общерудничных цехов	
	Всего	
30	Среднемесячная заработная плата, руб.:	
	одного работника по карьеру (руднику)	
	рабочего	
	инженерно-технического работника	
	младшего обслуживающего персонала и охраны	
31	Производительность труда по добыче руды, *т*:	
	одного рабочего по карьеру	
	одного работника по карьеру	
32	Производительность труда по добыче горной массы, *т*:	
	одного рабочего по карьеру	
	одного работника по карьеру	
	VII. Капитальные затраты	
33	Капитальные затраты на промышленное строительство, всего по предприятию, млн. руб.	
	в том числе по карьеру (руднику)	
	из них затраты на горные работы	

Продолжение табл. 101

№ п/п	Наименование показателей, единицы измерения	Показатели
34	Структура капитальных затрат, %: здания, сооружения и передаточные устройства, силовые машины, оборудование, транспортные средства, инструмент и производственный инвентарь (включая монтажные работы)	
35	Удельные капитальные затраты на 1 *т* добываемой руды в год (с приходящейся частью затрат на общерудничные объекты), руб.	
36	Удельные капитальные затраты на 1 *т* добываемой горной массы в год (с приходящейся частью затрат на общерудничные объекты), руб.	
37	Оборотные средства на остаток непогашенной вскрыши до расчетного года включительно в расчете на 1 *т* руды (горной массы), руб.	
	VIII. Себестоимость продукции и услуг	
38	Себестоимость 1 *т* руды франко-приемный бункер фабрики, коп.	
39	Структура себестоимости 1 *т* руды, %: по видам работ: вскрышные работы	
	добыча руды	
	общерудничные (общекомбинатские) расходы	
	Итого	100,0
	по процессам производства: погашение горнокапитальных работ	
	буровзрывные работы	
	экскавация	
	транспорт и отвальное хозяйство	
	осушение месторождения	
	остальные процессы	
	Итого	100,0
40	Себестоимость 1 $м^3$ вскрыши, коп.	
41	Себестоимость 1 *т* горной массы, коп.	
42	Стоимость 1 *квт · ч*, коп.	
43	Себестоимость 1 $м^3$ воды, коп.	
44	Себестоимость 1 мгкл, коп.	
45	Себестоимость 1 *ткм* на рудничном транспорте, коп.	
46	Годовые эксплуатационные расходы по руднику, тыс. руб.	

Продолжение табл. 101

№ п/п	Наименование показателей, единицы измерения	Показатели
	IX. Удельные расходы	
47	Удельные расходы на 1 *т* горной массы: электроэнергии, *квт · ч* сжатого воздуха, *м*^{3} аммонита (или другого взрывчатого вещества), *г* детонирующего шнура, *см* детонаторов, шт. огнепроводного шнура, *см*	

Глава XV

Реконструкция карьеров и комбинированная разработка месторождений

§ 1. Основные положения и расчеты при реконструкции карьеров

На многих горных предприятиях в процессе эксплуатации производится полное или частичное изменение технологических схем, способов вскрытия, расширение проектных контуров карьера, замена оборудования более совершенным и ряд других работ, выполнение которых приводит к реконструкции предприятия.

Во время реконструкции обычно выполняется комплекс горно-капитальных, строительных и монтажных работ с целью увеличения добычи полезного ископаемого, продления срока службы предприятия, повышения производительности труда и снижения себестоимости продукции.

При реконструкции действующих карьеров обычно расширяются их первоначально установленные границы и изменяется техническое вооружение производства.

Расширение границ действующих карьеров осуществляется за счет:

1) доразведки месторождений и прироста запасов;

2) вовлечения в эксплуатацию запасов с пониженными кондициями;

3) отработки открытым способом запасов, предназначавшихся ранее для подземной добычи.

Техническое перевооружение действующих карьеров осуществляется при:

1) необходимости замены устаревшего горного оборудования новым, более совершенным;

2) изменении способа вскрытия месторождения;

3) переходе от одного вида транспортных средств к другому.

В отечественной практике произведена реконструкция многих карьеров.

Анализ отечественного и зарубежного опыта показал, что реконструкция карьеров осуществляется в трех основных случаях с целью:

1) сохранения достигнутой годовой производственной мощности карьера (при отсутствии прироста запасов);

2) продления срока существования карьера в связи с приростом запасов и сохранения в течение этого срока установленной годовой мощности;

3) увеличения годовой мощности карьера в связи с приростом запасов полезного ископаемого.

Оценка экономической эффективности реконструкции в приведенных случаях производится по-разному. В первом случае, к которому относятся все виды технического перевооружения, достаточно сравнить суммарные расчетные затраты на разработку месторождения при реконструкции $\sum З^{II}_{расч}$ с расчетными затратами на обычную доработку месторождения $\sum З^{I}_{расч}$. При этом должно выполняться следующее условие:

$$\sum З^{I}_{расч} \geqslant \sum З^{II}_{расч}. \tag{705}$$

Суммарные расчетные затраты

$$\sum З^{I}_{расч} = \sum К^{I}_{прив} + \sum Э^{I}_{прив}, \text{ млн. руб.}, \tag{706}$$

где $\sum К^{I}_{прив}$ — капитальные затраты на поддержание производственной мощности предприятия, приведенные к началу реконструкции, млн. руб.;

$\sum Э^{I}_{прив}$ — эксплуатационные расходы на доработку месторождения, приведенные к началу реконструкции, млн. руб.

Величина $\sum К^{I}_{прив}$ в соответствии с работой [29] определяется по формуле

$$\sum К^{I}_{прив} = К_1 + \frac{К_2}{(1+Р_н)} + \ldots + \frac{К_t}{(1+Р_н)^{t-1}}, \text{ млн. руб.}, \tag{707}$$

где $К_1, К_2, \ldots, К_t$ — капиталовложения на поддержание производственной мощности, производимые в начале каждого года, млн. руб.;

$Р_н$ — норматив для приведения разновременных затрат, равный 0,08;

t — продолжительность периода капиталовложений, лет.

Величина $\sum Э^{I}_{прив}$ в соответствии с работой [26] определяется по формуле

$$\sum Э^{I}_{прив} = А_1 (С_р + n_1 С_в) + \frac{А_2 К_с (С_р + n_2 С_в)}{(1+Р_н)} + \frac{А_з К_с^2 (С_р + n_з С_в)}{(1+Р_н)^2} + \ldots + \frac{А_Т К_с^{T-1} (С_р + n_Т С_в)}{(1+Р_н)^{T-1}}, \text{ млн. руб.}, \tag{708}$$

где $А_1, А_2, А_3, \ldots, А_Т$ — объемы добычи полезного ископаемого по годам доработки карьера, млн. *т/год*;

$С_р$ и $С_в$ — себестоимость добычи руды и вскрыши в исходном году, руб.;

$n_1, n_2, n_3, \ldots, n_T$ — текущие коэффициенты вскрыши по годам доработки месторождения;

T — время доработки месторождения, лет;

$K_с$ — коэффициент ежегодного снижения себестоимости в результате технического прогресса.

Суммарные расчетные затраты

$$\sum З^{II}_{расч} = \sum K^{II}_{прив} + \sum Э^{II}_{прив}, \text{ млн. руб.,} \quad (709)$$

где $\sum K^{II}_{прив}$ — капитальные затраты на реконструкцию предприятия, приведенные к началу реконструкции; определяются по формуле, аналогичной формуле (707), млн. руб.;

$\sum Э^{II}_{прив}$ — эксплуатационные расходы на доработку месторождения после реконструкции карьера, приведенные к началу реконструкции, определяются по формуле, аналогичной формуле (708), млн. руб.

Во втором случае сравниваются показатели проекта реконструкции с показателями других возможных способов получения такой же годовой производственной мощности, например с вариантом комбинированной разработки месторождения: открытым способом в первоначальных границах карьера и подземным — на вновь разведанных участках.

Экономическая целесообразность открытого способа разработки по сравнению с комбинированным определяется на основании сопоставления размеров прибыли:

$$\sum P^{рек}_{прив} \geqslant \sum P^{комб}_{прив}. \quad (710)$$

Величина прибыли при разработке месторождения открытым способом $\sum P^{рек}_{прив}$ за счет расширения границ карьера, приведенная к началу реконструкции, определяется по формуле

$$\sum P^{рек}_{прив} = \sum D^{рек}_{прив} - \sum З^{рек}_{прив}, \text{ млн. руб.,} \quad (711)$$

где $\sum D^{рек}_{прив}$ — суммарная ценность извлекаемых компонентов в добытом за весь период доработки месторождения открытым способом полезном ископаемом, приведенная к началу реконструкции предприятия, млн. руб.;

$\sum З^{рек}_{прив}$ — суммарные расчетные затраты на доработку месторождения открытым способом, приведенные к началу реконструкции предприятия; определяются по формуле (709), млн. руб.

Величина $\sum D^{рек}_{прив}$ определяется по формуле

$$\sum D^{рек}_{прив} = \frac{D_1}{(1+P_н)} + \frac{D_2}{(1+P_н)^2} + \ldots + \frac{D_T}{(1+P_н)^T}, \text{ млн. руб.,} \quad (712)$$

где $D_1, D_2, D_3, \ldots, D_T$ — ежегодно извлекаемая ценность полезных компонентов в руде при разработке месторождения открытым способом, млн. руб.

Ежегодно извлекаемая ценность полезных компонентов в руде для открытого способа разработки месторождения

$$D_o = Q_o \sum_1^i \varepsilon_i \frac{K_o}{l_o 100} Ц_i, \text{ млн. руб.,} \tag{713}$$

где Q_o — запасы полезного ископаемого, отрабатываемые за один год эксплуатации карьера, млн. m;

i — число полезных компонентов в руде;

ε_i — содержание в руде полезного компонента, входящего в i-е число слагаемых, %;

K_o — коэффициент извлечения полезного компонента при разработке месторождения открытым способом;

l_o — коэффициент разубоживания при открытой добыче полезного ископаемого;

$Ц_i$ — цена 1 m i-го полезного компонента в добытой руде, руб.

Аналогичным образом определяется ценность полезных компонентов в руде для подземного способа разработки:

$$D_п = Q_п \sum_1^i \varepsilon_i \frac{K_п}{l_п 100} Ц_i, \text{ млн. руб.,} \tag{714}$$

где $Q_п$ — запасы полезного ископаемого, отрабатываемые за один год эксплуатации подземного рудника, млн. m;

$K_п$ — коэффициент извлечения полезного компонента при разработке месторождения подземным способом;

$l_п$ — коэффициент разубоживания при подземной добыче полезного ископаемого.

Величина прибыли, получаемая при разработке месторождения комбинированным способом, приведенная к началу реконструкции предприятия,

$$\sum P^{комб}_{прив} = \sum P^{откр}_{прив} + \sum P^{подз}_{прив}, \text{ млн. руб.} \tag{715}$$

В развернутом аналогично формуле (711) виде формула (715) будет иметь следующий вид:

$$\sum P^{комб}_{прив} = \left(\sum D^{откр}_{прив} - \sum З^{откр}_{прив}\right) + \left(\sum D^{подз}_{прив} - \sum З^{подз}_{прив}\right), \text{ млн. руб.,} \tag{716}$$

где $\sum D^{откр}_{прив}$ и $\sum D^{подз}_{прив}$ — ценность извлекаемых компонентов в добытом полезном ископаемом открытым способом в первоначальных границах карьера и подземными работами на новом участке,

приведенная к началу реконструкции карьера; определяется по формуле (712), млн. руб.;

$\sum З^{откр}_{прив}$ и $\sum З^{подз}_{прив}$ — суммарные расчетные затраты на разработку месторождения открытым способом в первоначальных границах карьера и подземным способом на новом участке, приведенные к началу реконструкции; определяются по формуле (706), млн. руб.

При сравнении с другими вариантами оценка производится по формуле

$$\sum П^{рек}_{прив} \geqslant \sum П^{строит}_{прив}, \qquad (717)$$

где $\sum П^{строит}_{прив}$ — величина прибыли, получаемая при строительстве или реконструкции другого предприятия, приведенная к началу реконструкции данного карьера, млн. руб.

В третьем случае при увеличении годовой производственной мощности с $A_{дост}$ до $A_{рек}$ сравниваются показатели по наиболее целесообразным и реально возможным вариантам. Поскольку увеличение годовой производственной мощности предприятий при расширении границ карьеров возможно не только на основании доразведки месторождений и прироста запасов полезного ископаемого, но и в результате снижения бортового и минимального промышленного содержания полезных компонентов, оценка экономической эффективности реконструкции карьеров должна производиться с обязательным учетом ценности конечной продукции, затрат на добычу полезного ископаемого и его переработку.

Одним из вариантов, с которым сравнивается вариант реконструкции, является вариант расширения первоначальных границ карьера с сохранением прежней годовой мощности $A_{дост}$. Для того чтобы сравниваемые варианты были соизмеримы, необходимо учитывать дополнительные затраты на строительство или реконструкцию другого предприятия, имеющего годовую производственную мощность, равную $A_{рек} - A_{дост}$. Эффективность реконструкции карьера

$$\sum П^{рек}_{прив} \geqslant \sum П^{дост}_{прив} + \sum П^{компенс}_{прив}, \qquad (718)$$

где $\sum П^{рек}_{прив}$ — прибыль, получаемая при расширении границ карьера и увеличении годовой мощности, приведенная к началу реконструкции, млн. руб.;

$\sum П^{дост}_{прив}$ — прибыль, получаемая при расширении границ карьера с сохранением достигнутой годовой мощности, приведенная к началу реконструкции, млн. руб.;

$\sum П^{компенс}_{прив}$ — прибыль, получаемая при строительстве или реконструкции другого предприятия с годовой производственной мощностью $A_{рек} - A_{дост}$, приведенная к началу реконструкции данного карьера, млн. руб.

Величина $\sum P^{\text{рек}}_{\text{прив}}$ определяется по формуле

$$\sum P^{\text{рек}}_{\text{прив}} = \sum D^{\text{рек}}_{\text{конечн}} - \left(\sum З^{\text{рек}}_{\text{доб}} + \sum З^{\text{рек}}_{\text{обог}} + \sum З^{\text{рек}}_{\text{мет}}\right), \text{ млн. руб.}, \tag{719}$$

где $\sum D^{\text{рек}}_{\text{конечн}}$ — ценность конечной продукции, получаемая за весь период доработки месторождения, приведенная к началу реконструкции карьера, млн. руб.;

$\sum З^{\text{рек}}_{\text{доб}}$ — суммарные расчетные затраты на добычу полезного ископаемого, приведенные к началу реконструкции карьера; определяются по формуле, аналогичной формуле (709), млн. руб.;

$\sum З^{\text{рек}}_{\text{обог}}$ — суммарные расчетные затраты на обогащение полезного ископаемого, приведенные к началу реконструкции карьера, млн. руб.

$\sum З^{\text{рек}}_{\text{мет}}$ — суммарные расчетные затраты на металлургическую переработку, приведенные к началу реконструкции карьера, млн. руб.

Суммарная ценность конечной продукции $\sum D^{\text{рек}}_{\text{конечн}}$ определяется по формуле, аналогичной формуле (712). Входящие в эту формулу величины $D_1, D_2, \ldots, D_T$ в данном случае являются ежегодно извлекаемой ценностью конечной продукции.

Извлекаемая ценность конечной продукции определяется для каждого года по аналогичным формулам, например:

$$D_1 = Q_1 \sum_{1}^{i} \varepsilon_i K_i Ц_i 10^{-2}, \text{ млн. руб.}, \tag{720}$$

где Q_1 — годовая добыча руды, млн. $т$;

i — число извлекаемых компонентов;

ε_i — содержание в руде компонента, входящего в i-е число слагаемых, %;

K_i — суммарное извлечение i-го компонента при обогащении и металлургической переработке, %;

$Ц_i$ — цена 1 $т$ металла i-го компонента, руб.

Аналогичным образом определяется прибыль, получаемая от разработки месторождения по второму варианту,

$$\sum P^{\text{дост}}_{\text{прив}} + \sum P^{\text{комп}}_{\text{прив}}.$$

Если имеется возможность строительства или реконструкции другого предприятия с годовой мощностью $A_{\text{рек}}$, необходимо сравнить вариант расширения рассматриваемого карьера с вариантом строительства или реконструкции этого объекта. Экономическая эффективность реконструкции данного карьера определяется из условия

$$\sum P^{\text{рек}}_{\text{прив}} \geqslant \sum P^{\text{строит}}_{\text{прив}}, \tag{721}$$

где $\sum P_{\text{прив}}^{\text{строит}}$ — прибыль, получаемая при строительстве или реконструкции другого объекта, приведенная к началу реконструкции данного карьера; определяется по формуле (719), млн. руб.

Рассмотрим в качестве примера оценку экономической эффективности реконструкции рудного карьера при включении в его контур запасов руды, предназначавшихся ранее для подземной разработки. Основная цель реконструкции — продление срока существования предприятия и сохранение в течение этого срока достигнутой годовой мощности по руде.

Перед началом реконструкции в пределах первоначального контура карьера имелось 11,28 млн. *т* руды и оставалось 16 млн. *т* вскрыши.

Вовлекаемый в открытую разработку участок месторождения имел руды 11,0 млн. *т* и вскрыши — 71,07 млн. *т*.

Данный участок месторождения мог быть отработан также за счет реконструкции действующего в непосредственной близости подземного рудника. Вследствие этого при оценке экономической эффективности реконструкции карьера сравнивались два способа доработки месторождения: открытым — за счет расширения границ карьера и комбинированным — за счет доработки открытым способом оставшихся запасов руды, расположенных в первоначальных границах карьера, и остальных запасов — подземным. К началу реконструкции на карьере достигнута годовая производственная мощность по руде $A_р = 1{,}8$ млн. *т* в год. Такая годовая мощность могла быть получена также при доработке рассматриваемого участка месторождения подземным способом. В табл. 102 приведены исходные показатели сравниваемых вариантов доработки месторождения.

Таблица 102

Основные исходные показатели вариантов разработки месторождения

Показатели	Варианты доработки месторождения способом		
	открытым	комбинированным	
		открытым способом	подземным способом
Капитальные затраты на реконструкцию предприятия (по СФР), млн. руб.	6,12	—	4,58
Продолжительность реконструкции, лет	4,7	—	4
Продолжительность доработки месторождения, лет	13	6	7
Себестоимость добычи 1 *т* руды, руб.	5,01	4,75	5,75
Ежегодно извлекаемая ценность металла в добытой руде, млн. руб.	42,75	42,75	39,20
Коэффициент извлечения полезного компонента при добыче	0,93	0,93	0,78
Коэффициент разубоживания при добыче	0,9	0,9	0,8

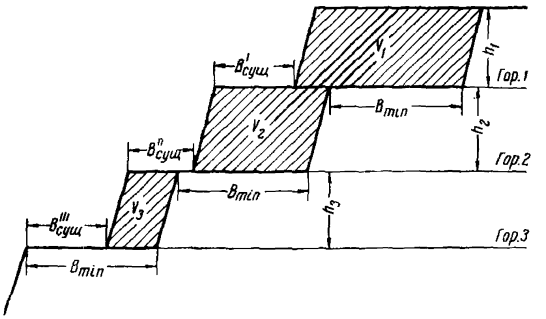


Рис. 224. Схема для определения объемов горных работ на горизонтах карьера

Определяем прибыль при доработке месторождения открытым способом:

по формуле (712) $\sum Д^{рек}_{прив} = 250{,}0$ млн. руб.

по формуле (707) $\sum К^{рек}_{прив} = 6{,}0$ млн. руб.

по формуле (708) $\sum Э^{рек}_{прив} = 59{,}0$ млн. руб.

Величина прибыли по формуле (711) будет равна

$$\sum P^{рек}_{прив} = 250 - (59 + 6{,}0) = 185{,}0 \text{ млн. руб.}$$

Определяем прибыль, получаемую при доработке месторождения комбинированным способом:

по формуле (712) $\sum Д^{откр}_{прив} = 166{,}7$ млн. руб.,

эксплуатационные расходы при доработке месторождения в первоначальных границах карьера открытым способом по формуле (708) $\sum Э^{откр}_{прив} = 38{,}0$ млн. руб.

Ценность полезного ископаемого, получаемая при доработке части месторождения подземным способом, приведенная к началу реконструкции карьера, равна $\sum Д^{подз}_{прив} = 76{,}4$ млн. руб. Капитальные затраты на реконструкцию подземного рудника, приведенные к началу реконструкции карьера, $\sum К^{подз}_{прив} = 2{,}94$ млн. руб.

Эксплуатационные расходы на доработку части месторождения подземным способом, приведенные к началу реконструкции карьера, равны $\sum Э^{подз}_{прив} = 23{,}0$ млн. руб.

Величина прибыли по формуле (711) будет равна $\sum P^{комб}_{прив} = (166{,}7 - 38{,}0) + (76{,}4 - 25{,}94) = 179{,}16$ млн. руб.

Открытый способ в данном случае обеспечил получение большей прибыли и был принят на предприятии.

Расширение границ карьера в связи с вовлечением в отработку дополнительных запасов руды в ряде случаев производится, когда один или несколько бортов находятся в стадии погашения. В этом

случае для обеспечения нормальной работы карьера необходимо осуществить реконструкцию горных работ, заключающуюся в расширении существующих узких рабочих площадок до минимально допустимых размеров.

Опыт реконструкции отечественных карьеров показывает, что своевременное проведение всех запланированных работ позволяет существенно сократить в дальнейшем эксплуатационные расходы и сделать разработку месторождения рентабельной. Важным вопросом при этом является правильное определение минимально необходимых объемов вскрыши на каждом горизонте.

Если на участке борта длиной L_m, имеющем $к$ рабочих горизонтов с существующими рабочими площадками $B'_{сущ}$, $B''_{сущ}$, . . ., $B^{к}_{сущ}$, необходимо создать минимально допустимые рабочие площадки B_{min}, то на каждом горизонте с уступами высотой h_1, h_2, . . ., $h_к$ необходимо удалить объемы V_1, V_2, . . ., $V_к$ (рис. 224):

$$V_3 = [B_{min} - B''_{сущ}]\, h_3 L_m, \ м^3; \tag{722}$$

$$V_2 = [2B_{min} - (B''_{сущ} + B'''_{сущ})]\, h_2 L_m, \ м^3; \tag{723}$$

$$V_1 = [3B_{min} - (B'_{сущ} + B''_{сущ} + B'''_{сущ})]\, h_1 L_m, \ м^3, \tag{724}$$

где m — число участков, на которое разбивается фронт каждого уступа.

Чтобы создать площадку B_{min} на горизонте $к$, необходимо на верхнем горизонте удалить объем V_1, равный

$$V_1 = [кB_{min} - \sum_{1}^{к} B_{сущ}]\, h_1 L_m, \ м^3. \tag{725}$$

При $B'_{сущ} = B''_{сущ} = \ldots = B^{к}_{сущ} = B_{сущ}$ и $h_1 = h_2 = \ldots = h_к = h_у$ будем иметь

$$V_1 = к\,(B_{min} - B_{сущ})\, h_у L_m, \ м^3. \tag{726}$$

Общий объем вскрыши $\sum_{1}^{к} V_к$, убираемый при расширении на участке L_m,

$$\sum_{1}^{к} V_к = V_1 + V_2 + \ldots + V_к = (B_{min} - B^{к}_{сущ})\, h_к L_m + $$
$$+ [2B_{min} - (B^{к}_{сущ} + B^{к-1}_{сущ})]\, h_{к-1} L_m + \ldots + [кB_{min} -$$
$$- (B^{*}_{сущ} + B''_{сущ} + \ldots + B^{к}_{сущ})]\, h_1 L_m, \ м^3. \tag{727}$$

В частном случае, при $B'_{сущ} = B''_{сущ} = \ldots = B^{к}_{сущ} = B_{сущ}$ и $h_1 = h_2 = h_3 = \ldots = h_к = h_у$ формула (727) будет иметь вид

$$\sum_{1}^{к} V_к = h_у L_m \frac{к\,(к+1)}{2} (B_{min} - B_{сущ}), \ м^3. \tag{728}$$

Аналогичным образом определяются объемы вскрыши для других участков.

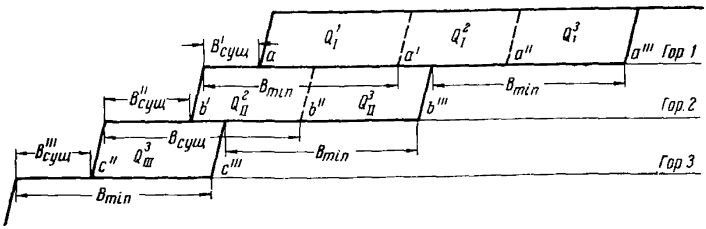


Рис. 225. Схема развития горных работ при расширении рабочих площадок

Общий объем вскрыши, отрабатываемый в период реконструкции карьера, $\sum_{1}^{m}\sum_{1}^{k} V_{к}$ при разделении расширяемого борта на m участков

$$\sum_{1}^{m}\sum_{1}^{\kappa} V_{к} = \sum_{1}^{\kappa} V_{к_1} + \sum_{1}^{\kappa} V_{к_2} + \sum_{1}^{\kappa} V_{к_3} + \ldots + \sum_{1}^{\kappa} V_{к_m}, \ м^3. \qquad (729)$$

При $L_1 = L_2 = \ldots = L_m = L$

$$\sum_{1}^{m}\sum_{1}^{\kappa} V_{к} = mLh_{у}\left\{\left[\frac{\kappa B_{\min}(\kappa+1)}{2}\right] - [\kappa B^{\kappa}_{сущ} + (\kappa-1)B^{\kappa-1}_{сущ} + \right.$$

$$\left. + (\kappa-2)B^{\kappa-2}_{сущ} + \ldots + B'_{сущ}]\right\}, \ м^3. \qquad (730)$$

В частном случае при $B'_{сущ} = B''_{сущ} = \ldots = B^{\kappa}_{сущ} = B_{сущ}$ формула (730) принимает более простой вид:

$$\sum_{1}^{m}\sum_{1}^{\kappa} V_{к} = mLh_{у}\frac{\kappa(\kappa+1)}{2}(B_{\min} - B_{сущ}), \ м^3. \qquad (731)$$

Развитие горных работ при расширении рабочих площадок на горизонтах карьера производится в порядке, указанном на рис. 225. Вначале убирается вскрыша на гор. 1 в объеме Q^1_{I}, $м^3$, затем отрабатывается Q^2_{I}, $м^3$ породы на гор. 1 и Q^2_{II}, $м^3$ вскрыши на гор. 2, а затем Q^3_{I}, Q^3_{II} и Q^3_{III}, $м^3$ вскрыши соответственно на гор. 1, гор. 2 и гор 3.

После того как расширяемый участок рабочего борта карьера переместится из первоначального положения $ab'c''$ в положение $a'''b'''c'''$, реконструкция считается законченной и начинается нормальная эксплуатация месторождения.

Период реконструкции карьера, имеющего κ сокращенных рабочих площадок,

$$t_{рек} = t_1 + t_2 + t_3 + \ldots + t_{к}, \ мес., \qquad (732)$$

где t_1, t_2, t_3, ..., $t_{к}$ — продолжительность расширения соответственно первого, второго, ..., κ-го горизонта, мес.

Время t_1, необходимое для отработки объема Q_1^1 на первом горизонте, складывается из времени $t_1^{осн}$ и $t_1^{доп}$. Время $t_1^{осн}$ определяется в зависимости от числа экскаваторов на горизонте $n_э$ и их месячной производительности $Q_{мес}$.

$$t_1^{осн} = \frac{Q_1^1}{n_э Q_{мес}}, \text{ мес.} \tag{733}$$

Дополнительное время $t_1^{доп}$ требуется для производства комплекса вспомогательных работ. Развал взорванной горной массы обычно перекрывает рабочую площадку до тех пор, пока ее ширина не достигнет определенных размеров.

При применении железнодорожного транспорта перед каждым взрывом производится уборка железнодорожных путей; после взрыва по всей длине взорванного блока проходится транспортная полоса, а горная масса переэкскавируется в сторону откоса отрабатываемого уступа или на нижележащий горизонт. После проходки транспортной полосы и укладки железнодорожных путей начинается нормальная работа экскаваторов.

Если обозначить объем, который переэкскавируется при расширении существующей рабочей площадки $B'_{сущ}$ до величины B_{min} через $Q_{пер}^1$, то время $t_1^{доп}$ будет равно:

$$t_1^{доп} = \frac{Q_{пер}^1}{Q_{мес}}, \text{ мес.,} \tag{734}$$

где

$$Q_{пер}^1 = \eta'_{ср} Q_1^1, \ м^3. \tag{735}$$

Величина $\eta'_{ср}$ представляет собой усредненный коэффициент переэкскавации и зависит от размеров рабочей площадки $B'_{сущ}$. На рис. 226 представлено изменение фактического коэффициента переэкскавации в зависимости от ширины площадки $B_{сущ}$ в процессе отработки каждой заходки (кривая *1*) и усредненного (кривая *2*) за период расширения площадки $B_{сущ}$, до минимально допустимого размера $B_{min} = 50$ *м* на уступе высотой 15 *м*.

Подставляя в формулу (734) значение величины $Q_{пер}^1$ из формулы (735), получим

$$t_1^{доп} = \frac{\eta'_{ср} Q_1^1}{Q_{мес}}, \text{ мес.} \tag{736}$$

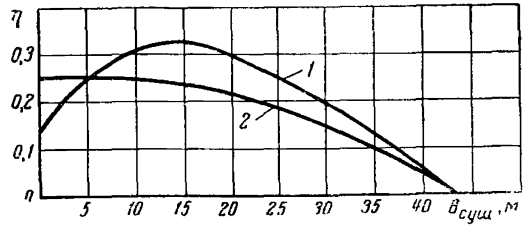


Рис. 226. Зависимость коэффициента переэкскавации от размеров существующих рабочих площадок

Общая продолжительность расширения рабочей площадки $B'_{\text{сущ}}$ до $B_{\min}$

$$t_1 = \frac{Q_{\text{I}}^1}{n_{\text{э}} Q_{\text{мес}}} + \frac{\eta_{\text{ср}}^1 Q_{\text{I}}^1}{Q_{\text{мес}}}, \text{ мес.} \tag{737}$$

После преобразования

$$t_1 = \frac{Q_{\text{I}}^1}{Q_{\text{мес}}} \left(\frac{1}{n_{\text{э}}} + \eta'_{\text{ср}} \right), \text{ мес.} \tag{738}$$

Аналогичным образом определяем продолжительность расширения рабочих площадок $B''_{\text{сущ}}$, $B'''_{\text{сущ}}$, . . . $B^{\text{к}}_{\text{сущ}}$ на горизонтах втором, третьем, . . ., κ-м:

$$t_2 = \frac{Q_{\text{II}}^2}{Q_{\text{мес}}} \left(\frac{1}{n_{\text{э}}} + \eta''_{\text{ср}} \right), \text{ мес.;} \tag{739}$$

$$t_3 = \frac{Q_{\text{III}}^3}{Q_{\text{мес}}} \left(\frac{1}{n_{\text{э}}} + \eta'''_{\text{ср}} \right), \text{ мес.} \tag{740}$$

$$t_{\text{к}} = \frac{Q_{\text{к}}}{Q_{\text{мес}}} \left(\frac{1}{n_{\text{э}}} + \eta^{\text{к}}_{\text{ср}} \right), \text{ мес.} \tag{741}$$

На основании этого период реконструкции карьера, имеющего κ сокращенных рабочих площадок, будет равен:

$$t_{\text{рек}} = \frac{Q_{\text{I}}^1}{Q_{\text{мес}}} \left(\frac{1}{n_{\text{э}}} + \eta'_{\text{ср}} \right) + \frac{Q_{\text{II}}^2}{Q_{\text{мес}}} \left(\frac{1}{n_{\text{э}}} + \eta''_{\text{ср}} \right) + \\ + \frac{Q_{\text{III}}^3}{Q_{\text{мес}}} \left(\frac{1}{n_{\text{э}}} + \eta'''_{\text{ср}} \right) + \ldots + \frac{Q_{\text{к}}}{Q_{\text{мес}}} \left(\frac{1}{n_{\text{э}}} + \eta^{\text{к}}_{\text{ср}} \right), \text{ мес.} \tag{742}$$

В частном случае при

$$B'_{\text{сущ}} = B''_{\text{сущ}} = \ldots = B^{\text{к}}_{\text{сущ}} = B_{\text{сущ}}$$

$$Q_{\text{I}}^1 = Q_{\text{II}}^2 = Q_{\text{III}}^3 = \ldots = Q_{\text{к}} = Q_1 \quad \text{и} \quad \eta'_{\text{ср}} = \eta''_{\text{ср}} = \ldots = \eta^{\text{к}}_{\text{ср}} = \eta_{\text{ср}}: \tag{743}$$

$$t_{\text{рек}} = \frac{\kappa Q_1}{Q_{\text{мес}}} \left(\frac{1}{n_{\text{э}}} + \eta_{\text{ср}} \right), \text{ мес.} \tag{744}$$

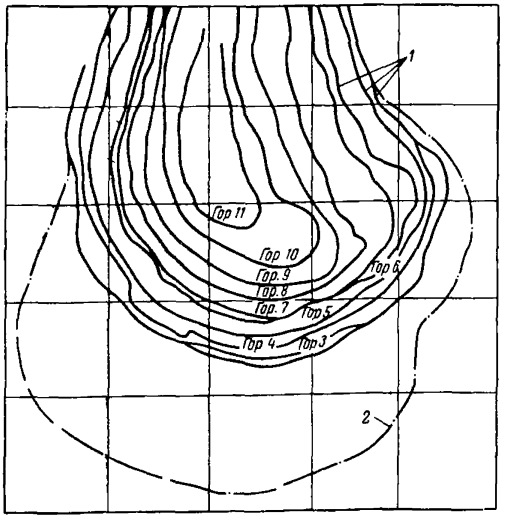


Рис. 227. Совмещенный план горных работ южного участка карьера на момент начала реконструкции:

1 — положение уступов карьера в начале реконструкции; *2* — предельная граница карьера на конец отработки

Рассмотрим применение методики определения объемов горных работ и продолжительности периода расширения существующих рабочих площадок до минимально допустимых размеров на примере реконструкции южного участка рудного карьера, оценка экономической эффективности

которой представлена выше.

На рис. 227 показан совмещенный план южного участка карьера с сокращенными рабочими площадками.

Для создания нормальных горнотехнических условий на данном участке карьера необходимо расширить существующие рабочие площадки до $B_{min} = 50$ *м*.

На рис. 228 представлен совмещенный план горных работ южного участка карьера на конец реконструкции.

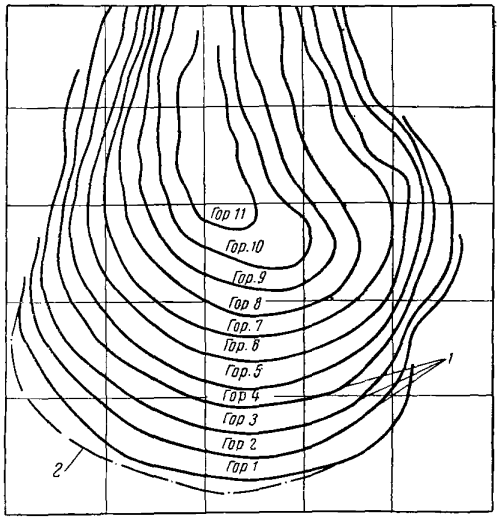


Рис. 228. Совмещенный план горных работ южного участка карьера на момент окончания реконструкции:

1 — положение уступов карьера после реконструкции; *2* — предельная граница карьера на конец отработки

На расширение рабочих площадок южного участка карьера до минимально допустимых размеров выделяется 8 экскаваторов. Из этого количества экскаваторов три экскаватора СЭ-3 (№ 1, № 2 и № 3) и пять экскаваторов ЭКГ-4 (№ 4, № 5, № 6, № 7 и № 8).

В соответствии с достигнутой на карьере годовой производительностью экскаваторов, равной 120 тыс. $м^3$ на 1 $м^3$ емкости ковша, принимаем следующие расчетные среднемесячные производительности:

экскаваторов СЭ-3 — 30 тыс. $м^3$;

экскаваторов ЭКГ-4 — 40 тыс. $м^3$.

В табл. 103 приведены объемы горных работ на горизонтах южного участка карьера в период реконструкции и продолжительность расширения существующих рабочих площадок до минимально допустимых размеров.

Из табл. 103 видно, что за период реконструкции карьера вынимается 13 463,77 тыс. $м^3$ вскрыши и 408,6 тыс. $м^3$ руды. Период реконструкции — 4 года 8 месяцев.

Приведенный пример реконструкции рудного карьера показывает, что для решения вопроса о целесообразности того или иного варианта необходимо производить комплексные технико-экономические расчеты. Осуществление реконструкции с минимально необходимыми затратами обеспечит в целом по горной промышленности значительную экономию государственных средств.

Таблица 103

Объемы горных работ на горизонтах южного участка карьера и продолжительность расширения существующих рабочих площадок до минимально допустимых размеров

Номера горизонтов карьера	Ширина рабочих площадок перед расширением, м	Объем горных работ на горизонтах карьера, тыс. м³								Длина фронта горных работ, м				Число экскаваторов на горизонтах карьера	Номера экскаваторов	Продолжительность расширения рабочих площадок, мес.
		Северо-западный борт		Центральный участок		Северо-восточный борт		Всего								
		руда	порода	руда	порода	руда	порода	руда	порода	Северо-западный борт	Центральный участок	Северо-восточный борт	Всего			
1	0	—	—	—	1 991,72	—	—	—	1 991,72	—	1200	—	1200	4	№ 1, № 2, № 4, № 5	1,3
2	0	—	—	—	2 366,71	—	254,7	—	2 621,41	—	950	450	1400	3	№ 2, № 3, № 6	15,7
3	0	—	—	—	2 207,40	—	114,0	—	2 321,40	—	1100	300	1400	2	№ 7, № 8	6,5
4	20	—	—	—	1 895,40	—	55,8	—	1 951,20	—	1250	200	1450	2	№ 4, № 6	9,0
5	25	—	102,6	126,0	1 346,40	—	34,8	126,0	1 483,80	400	1100	100	1600	2	№ 1, № 5	2,2
6	10	—	229,8	64,8	1 113,60	—	73,2	64,8	1 416,60	600	1100	150	1850	2	№ 2, № 3	14,0
7	25	—	189,0	114,0	245,40	—	56,4	114,0	831,00	800	950	250	2000	2	№ 2, № 8	1,3
8	25	—	216,0	54,0	310,84	—	—	54,0	526,84	650	900	—	1550	2	№ 3, № 6	2,7
9	30	—	124,8	90,0	145,2	—	—	90,0	270,00	600	900	—	1500	2	№ 1, № 5	1,2
10	35	—	—	38,4	49,8	—	—	38,4	49,80	—	500	—	500	2	№ 3, № 8	2,1
11	—	—	—	24,0	—	—	—	24,0	—	—	—	—	—	1	№ 7	—
Итого	—	—	862,20	408,6	12 012 67	—	588,9	408,6	13 463,7	—	—	—	—	—	—	56,0

Происходящий в нашей стране технический прогресс, расширение открытого способа разработки, перевооружение карьеров и совершенствование технологии позволяют более эффективно использовать капиталовложения на реконструкции карьеров.

§ 2. Некоторые расчетные обоснования открытых работ при комбинированной разработке

Среди существующих способов добычи особое место занимает комбинированная разработка, позволяющая наиболее целесообразно и с наибольшим экономическим эффектом использовать особенности разрабатываемых месторождений.

При комбинированной разработке, когда на одном и том же месторождении применяются открытый и подземный способы добычи, наиболее целесообразно используются запасы недр, обеспечивается более полное извлечение полезного ископаемого, достигаются высокие технико-экономические показатели и максимальная производительность предприятия по металлу.

Существенные преимущества комбинированной разработки послужили причиной широкого внедрения этого способа на многих отечественных и зарубежных предприятиях. Насчитывается более 60 горных предприятий, которые применяли и применяют комбинированную разработку месторождений в самых разнообразных горно-технических условиях.

Комбинированные способы разработки в зависимости от очередности открытых и подземных работ и степени их совмещения разделяются на три группы.

Месторождения первой группы разрабатываются в первый период открытым способом, а затем осуществляется переход на подземные работы.

Месторождения второй группы разрабатываются в первый период подземным способом, а затем осуществляется переход на открытые работы.

Месторождения третьей группы в течение продолжительного времени разрабатываются одновременно открытым и подземным способами.

В отечественной практике переход на подземные работы был произведен на старых криворожских железорудных карьерах, на карьерах «Объединнный» Бакальского рудоуправления, Каммикиви, Чулак-Тау. За рубежом на подземные работы переведены карьеры Кируна, Крестмор, Сенрайз, Кинг, Джонсон, Фруд-Стоби, Элен, Эрингтон, Виктория, Гуннар, Брюжо, Буа-Нуар и др.

Переход в большинстве случаев производился в период слабого развития техники открытых горных работ или вследствие неблагоприятных горнотехнических условий для эксплуатации месторождений открытым способом (пережимы и выклинивания рудных тел,

уменьшение мощности с глубиной, уход месторождений под водоемы и т. д.).

Некоторые месторождения второй группы имели специфические особенности, которые способствовали переходу на открытую разработку. В частности, повышенная пожароопасность колчеданных месторождений являлась одной из причин прекращения подземной разработки.

В отечественной практике переход с подземных работ на открытые осуществлен на Шелеинском никелевом, Блявинском медноколчеданном, Хайдарканском ртутном, Каджаранском меднорудном и на некоторых других месторождениях. За рубежом аналогичный переход произведен на меднорудных месторождениях: Юнайтед-Верде, Рей, Инспирейшен, Беркли, Торнтон, Багдад, Пима (США), Нчанга (Замбия), на асбестовом месторождении Джефри-Майн (Канада), на боратовом месторождении Борон в Калифорнии, на каолиновом месторождении в Обербрисе (ЧССР) и на ряде других.

К третьей группе относятся действующие карьеры, в бортах которых, а иногда и в самих контурах закладываются шахты и штольни или подземные рудники, наиболее благоприятные участки которых переводятся на открытый способ разработки, а также месторождения, с самого начала разрабатываемые комбинированным способом. К железорудным месторождениям третьей группы относятся: Высокогорское, Гороблагодатское, Саксаганьское, Лебяжинское, Глееватское (ЦГОК), месторождения Маркезадо в Испании и Эрцберг в Австрии; к свинцово-цинковым: Алтын-Топканское, Тишинское, Зыряновское и Андреевское; к полиметаллическим: «Медвежий ручей», «Угольный ручей» и Каула; к меднорудным: Гайское, Брик-Флет (США) и Кананеа (Мексика); к ртутным: Нинитовское; к апатито-нефелиновым: Кукисвумчорское и Расвумчорр-Цирк.

На месторождениях второй и третьей групп после перехода на открытые работы или при совмещении их с подземными происходит некоторая перестройка технологии буровзрывных и экскаваторных работ. Если подземные работы на месторождениях велись системами с закладкой (Блявинское, Каула, Беркли, участки Норильского месторождения в районе подземного рудника № 1, отдельные линзы Зыряновского месторождения, Гайское, Эрцберг, Маркезадо и др.), то переход на открытые работы происходит с минимальными трудностями. В данном случае затраты на открытую разработку даже снижаются, так как удаление закладки производится без применения буровзрывных работ, а разбуривание и взрывание междукамерных целиков происходит при трех обнаженных плоскостях и требует меньшего расхода ВВ.

На рис. 229 показан продольный разрез карьера Каула с расположенными в его контуре подземными заложенными камерами. Карьер успешно достиг своих проектных контуров без каких-либо осложнений.

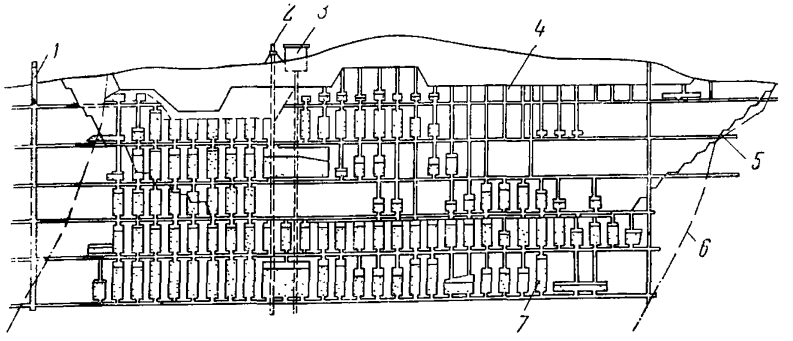


Рис. 229. Продольный разрез карьера Каула с расположенными в его контуре подземными заложенными камерами:

1 — вертикальный ствол; *2* — наклонный ствол; *3* — дробилка; *4* — начальное положение открытых работ; *5* — конечный контур карьера; *6* — контур рудного тела; *7* — подземные заложенные камеры

Если при подземной разработке месторождений закладка камер не производилась (Хайдарканское, участки Норильского месторождения в районе рудника Таймырского, Никитовское, Борон, Обербрис и др.), то при размещении над камерами людей необходимо обеспечить их безопасность и эффективную работу тяжелого карьерного оборудования.

При ведении открытых горных работ в зоне обрушения подземных рудников наиболее сложно обеспечить безопасность при совмещении открытых и подземных работ во времени (участки Норильского месторождения в районе рудника Заполярного и др.).

Работа ряда карьеров на месторождениях, где ранее применялись системы с обрушением (Каджаранское, Шелеинское, Нчанга, Торнтон, Инспирейшен, Рей, Багдад, Брик-Флет и др.), протекает нормально, если процессы сдвижения закончились до начала открытых работ. Если процессы сдвижения продолжаются, то разработка производится с соблюдением особых мер предосторожности.

Целесообразность открытых работ при комбинированной разработке рекомендуется определять из условия рентабельности добычи и переработки руд. Оконтуривание открытых работ производится с учетом граничного коэффициента вскрыши, определяемого по формуле

$$K_{\text{гр}} = \frac{\sum_{1}^{i} \varepsilon_i k_i Ц_i 10^{-2} - \left(C_{\text{о}} + C_{\text{ф}} + \sum_{1} \gamma_{\text{к}i} C_{\text{к}i} \right)}{C_{\text{в}}}, \ м^3/т, \qquad (745)$$

где i — число извлекаемых компонентов;

ε_i — содержание в руде компонента, входящего в i число слагаемых, %;

k_i — суммарное извлечение данного компонента при обогащении и металлургической переработке, %;

$Ц_i$ — цена 1 $т$ металла данного компонента, руб.;
$C_о$ — себестоимость 1 $т$ руды, добытой открытым способом, без учета затрат на вскрышу, руб.;
$C_ф$ — себестоимость переработки 1 $т$ руды на фабрике, руб.;
$\gamma_{к\,i}$ — выход концентрата данного компонента из руды в долях единицы;
$C_{к\,i}$ — себестоимость металлургической переработки 1 $т$ данного концентрата, руб.;
$C_в$ — себестоимость 1 $м^3$ вскрыши, руб.

Буровзрывной комплекс на разных карьерах имеет свою специфику. Наиболее типичными карьерами, где широко применяется посадка потолочин над подземными пустотами взрыванием скважинных зарядов ВВ, являются карьеры Главного и Южного полей Хайдарканского рудоуправления и карьер «Медвежий ручей» Норильского горнометаллургического комбината. Горные породы в проектном контуре карьера Главного поля изрезаны подземными горными выработками, пройденными в свое время для разведочных, подготовительных и очистных работ, причем на площади 0,25 $км^2$ было пройдено более 30 000 $м$ различных выработок малого сечения и 54 камеры самого различного профиля и объема. Развитие открытых горных работ в этих условиях было возможно только при условии систематической локализации пустот. Карьерное оборудование должно было работать над подземными отработанными и незаложенными камерами в зоне возможного обрушения.

Аксонометрическая проекция участка карьера Главного поля с разрезами по подземным камерам приведена на рис. 230.

Для локализации пустот на Хайдарканских карьерах в течение многих лет применяется посадка потолочин, которые разбуриваются станками ударно-канатного бурения и затем обрушаются.

Посадка потолочин производится в самых разнообразных условиях. В качестве примера на рис. 231 приведено расположение скважин, характерные разрезы и контуры воронки обрушения при посадке потолочины камеры 579.

Высота камеры 579 составляла 25—30 $м$, площадь обнажения кровли 800 $м^2$, объем разрушенной потолочины 25 000 $м^3$, мощность потолочины изменялась от 16—17 до 20—22 $м$. В непосредственной близости от камеры 579 находилась ранее погашенная камера 308. В потолочине и по ее контуру было пробурено 36 скважин диаметром 200 $мм$, общей глубиной 618 $м$, предназначенных непосредственно для посадки. Для выравнивания уступа за контуром обрушения пробурено еще 54 скважины и несколько контрольных скважин для определения фактической мощности потолочины.

Все скважины взрывались одновременно. Удельный расход ВВ на посадку 0,463 $кг/м^3$. Нормальный расход при взрывании на уступах 0,45 $кг/м^3$.

При составлении локальных проектов на посадку потолочин производится расчет зарядов ВВ и определение параметров сетки скважин, обеспечивающих эффективное разрушение потолочин и

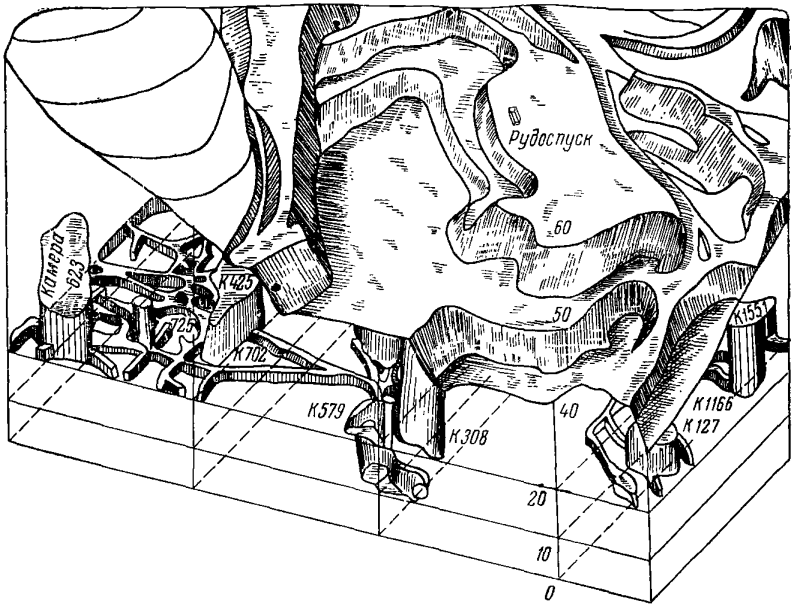


Рис. 230. Аксонометрическая проекция участка карьера Главного поля с разрезами по подземным камерам

подготовку достаточного количества горной массы для экскаваторной погрузки. Между взрыванием скважин на уступах и в карьерных потолочинах можно провести некоторую аналогию, хотя расположение зарядов относительно обнаженных плоскостей и характер их работы несколько изменяются.

Несмотря на имеющиеся особенности, основные параметры сетки скважин и расход ВВ при посадке потолочин близки к установленным для взрывания на уступах.

При расчете зарядов в первую очередь определяется объем бурения и величина зарядов в скважинах, предназначенных для обрушения потолочины, затем определяются на общих основаниях заряды в скважинах, предназначенных для выравнивания уступа и, наконец, находятся заряды в междукамерных целиках.

В технической литературе поднимался вопрос о необходимости при работе над подземными камерами производить их закладку. Закладка может осуществляться породой из подземных выработок и через специальные породоспуски, которые необходимо проходить с горизонтов карьера для закладки вскрышными породами.

Если при закладке камер вскрышными породами принять, что дополнительных затрат на добычу и транспортирование не производится, то дополнительные расходы появятся при удалении

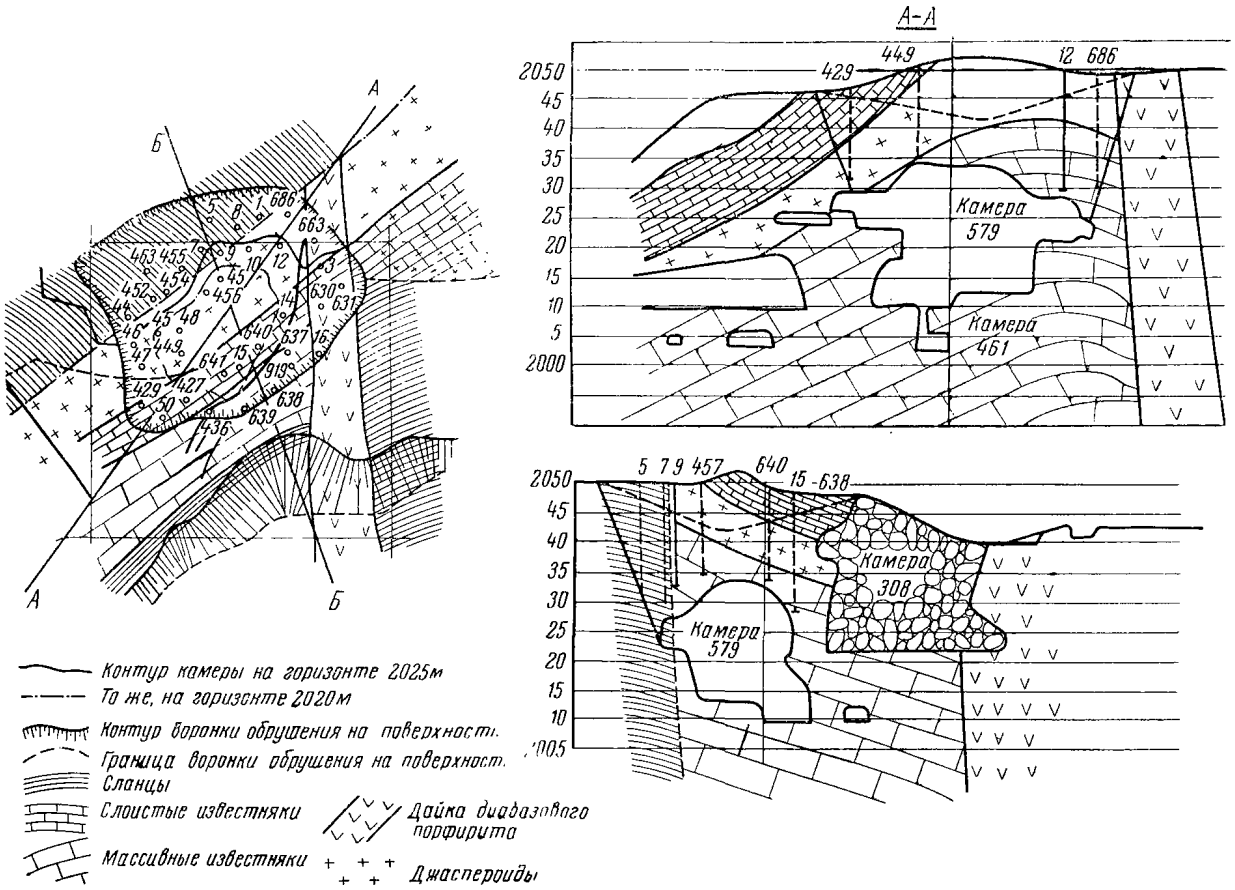


Рис. 231. Расположение скважин, разрезы и контуры воронки обрушения при посадке потолочины камеры 579

закладки из камер. Эти расходы примерно будут равны себестоимости 1 $м^3$ вскрыши без учета затрат на буровзрывные работы.

При закладке камеры породами вскрыши с горизонтов карьера общая себестоимость закладочных работ $C_{обз}$ с учетом последующего удаления закладки из камеры определится по формуле

$$C_{обз} = V_п C_п + V_к \tau (C_в - C_{бв}) \frac{K_у}{K_р} + (1 - \tau) V_к C_р, \text{ руб.}, \qquad (746)$$

где $V_п$ — объем породоспусков, необходимых для заполнения камеры закладкой, $м^3$;

$C_п$ — себестоимость проходки 1 $м^3$ породоспусков, руб.;

$C_в$ — себестоимость 1 $м^3$ вскрыши, руб.;

$C_{бв}$ — себестоимость буровзрывных работ в калькуляции себестоимости 1 $м^3$ вскрыши, руб.;

$K_у$ — коэффициент усадки пород в камере;

$K_р$ — коэффициент разрыхления пород;

τ — коэффициент полноты заполнения камеры закладкой, выраженный в долях единицы;

$V_к$ — объем закладываемой камеры, $м^3$;

$C_р$ — себестоимость 1 $м^3$ дополнительной забутовки верхней части камеры, руб.

Забутовка верхней части камеры необходима, так как в противном случае потолочина камеры лишается опорной поверхности.

Определим в качестве примера себестоимость закладочных работ в камере 579.

При средней мощности потолочины 18 $м$ для ее закладки потребовалось бы пройти два породоспуска сечением 1,52 × 2 $м$ (3 $м^2$). $V_п = 2 \cdot 18 \cdot 3 = 108\ м^3$. Значения других величин: $C_п = 10$ *руб/м³*; $C_в = 0{,}795$ *руб/м³*; $C_{бв} = 0{,}3$ *руб/м³*; $V_к = 21\,000\ м^3$; $K_р = 1{,}5$; $K_у = 1{,}1$; $\tau = 0{,}95$; $C_р = 2{,}0$ *руб/м³*. Делая подстановку в формулу (746), получим

$$C_{обз} = 108 \cdot 10 + 21\,000 \cdot 0{,}95\,(0{,}795 - 0{,}3)\,\frac{1{,}1}{1\,5} + (1 - 0{,}95) \cdot 21\,000 \cdot 2 = 10\,430 \text{ руб.}$$

Полученная себестоимость во много раз больше себестоимости перерасхода ВВ при буровзрывном способе погашения.

Применение гидрозакладки и различных комбинированных способов заполнения камер также связано с большими затратами.

Поэтому посадка потолочин при помощи буровзрывных работ признана наиболее целесообразной и эффективной.

Чтобы обеспечить безопасность горных работ на карьерах, разрабатывают специальные мероприятия, учитывающие местные особенности.

Основные мероприятия при работе людей и оборудования над подземными незаложенными камерами следующие:

1. Погашение подземных пустот массовыми взрывами серий скважин, пробуренных с эксплуатационных горизонтов карьера,

должно производиться по специально составленным локальным проектам. Локальные проекты составляются на базе утвержденного технического проекта разработки данного месторождения и в соответствии с типовыми паспортами ведения горных работ над пустотами.

2. Локальные проекты составляются на каждую посадку потолочины, для чего используют данные маркшейдерской съемки пустот, геологическую характеристику горных пород района посадки, а также данные оперативного учета и контроля горных работ. В проекте указывают контуры обрушаемого массива, объем бурения, вес зарядов в скважинах, параметры сетки скважин, приводятся разрезы по потолочинам и камерам, устанавливается способ взрывания, общая организация работ по посадке и безопасные расстояния от района взрыва.

3. При проведении горных работ над пустотами повышаются требования к геолого-маркшейдерской документации. На всех горизонтных планах должны быть вынесены контуры ближайших подземных пустот, указаны отметки подошвы и кровли камер, выделены нарушенные зоны, имеющиеся провалы в подземные выработки и другие особенности данного района. Границы опасной зоны должны быть вынесены в натуру и отмечены опознавательными знаками.

4. Перед составлением локального проекта необходимо пробурить несколько контрольных скважин для определения истинной мощности потолочин, а также исследовать структуру слагающих потолочину пород.

5. Во всех возможных случаях целесообразно совмещать отметки горизонтов с отметками подошвы камер, а также заранее планировать экскаваторные заходки, обеспечивая передвижение машин над целиками подземных выработок. В данном случае опасность провала экскаваторов в подземные камеры полностью исключается.

6. Для определения допускаемой мощности потолочин и величин зарядов при их разрушении необходимо производить специальные расчеты [29].

Работа в зонах обрушения является наиболее сложной в практике комбинированной разработки. Наиболее характерен опыт карьера «Угольный ручей». Уступы южного торца карьера «Угольный ручей» расположены в зоне обрушения рудника «Заполярный», причем по мере их перемещения на юг они последовательно попадают в разрушенную зону. На рис. 232 показан участок совмещенных открытых работ карьера «Угольный ручей» и подземных работ рудника «Заполярный».

Для обеспечения эффективной и безопасной работы людей и оборудования в зоне обрушения устанавливается особый режим всех производственных процессов на карьере и разрабатываются специальные профилактические и контрольные мероприятия в зоне совместного ведения работ.

Совместной разработке предшествуют большие исследования процессов сдвижения при помощи глубинных и грунтовых реперов,

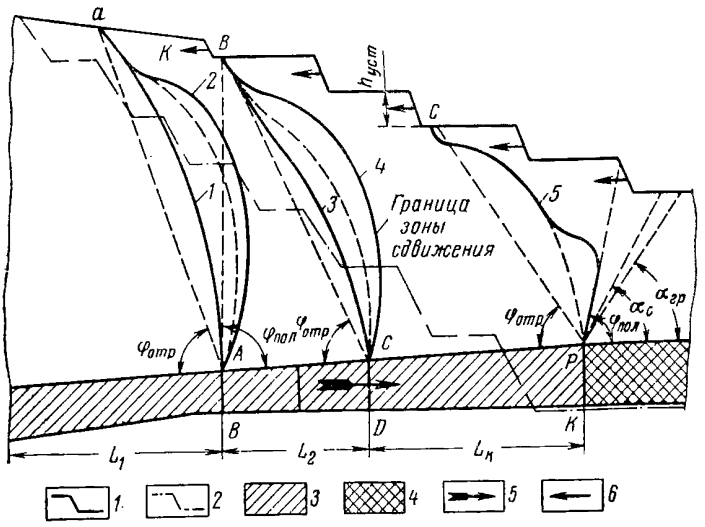


Рис. 232. Участок совмещенных открытых работ карьера «Угольный ручей» и подземных работ рудника «Заполярный»:

1 — граница карьера на 17/VII 1961 г.; *2* — проектный контур карьера; *3* — отработанные подземные блоки; *4* — барьерный целик; *5* — направление перемещения подземных очистных работ; *6* — направление движения открытых работ

съемок зон обрушения и бурения контрольных скважин и смотровых восстающих из подземных выработок. Общая схема развития деформаций применительно к рис. 232 может быть охарактеризована следующим образом.

Предположим, что за какой-то период времени T_1 подземные очистные работы продвинулись на величину L_1. Через определенный промежуток времени процесс сдвижения достигает поверхности в точке a, образуя отрицательный угол обрушения $\varphi_{отр}$ по отношению к первоначальной границе отработки AB. После этого процесс сдвижения налегающей толщи пород будет продолжаться одновременно с продвиганием подземных очистных работ, которые через промежуток времени T_2 продвинутся на величину L_2 к границе CD. Граница зоны сдвижения из положения *2* будет в это время перемещаться в положение *4*, однако в течение определенного времени в верхней части массива будет сохраняться консоль необрушенных пород K.

После взрыва подземных целиков на участке L_2 и достижения консольной плитой критического вылета часть консоли aB обрушится. По отношению к первоначальной границе подземных работ AB произойдет изменение отрицательного угла обрушения $\varphi_{отр}$ на положительный угол $\varphi_{пол}$. Однако по отношению к новой границе CD этот угол обрушения будет отрицательным. Таким образом, при непрерывно передвигающемся фронте подземных очистных работ

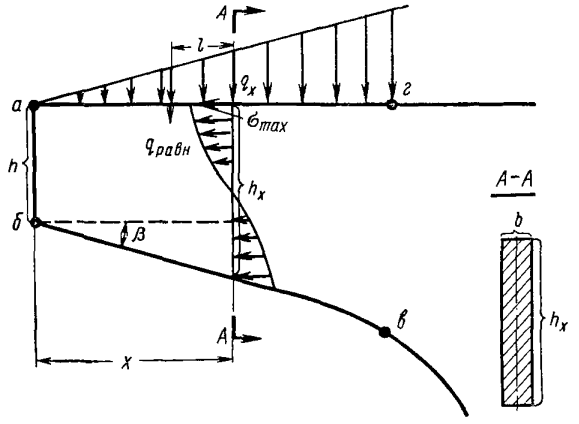


Рис. 233. Схема к расчету критического вылета консоли необрушенных пород

будет происходить непрерывное формирование консоли необрушенных пород и периодическое ее обрушение с появлением трещин разрыва на поверхности через определенные интервалы, равные шагу обрушения. Величина периода формирования и обрушения консоли определяется по времени выхода трещин разрыва на дневную поверхность и закольцеванию этими трещинами зоны обрушения.

Процесс перехода отрицательных углов обрушения в положительные углы разрыва является периодом опасных деформаций. В этот период может произойти самообрушение консоли. Для ориентировочного установления критического вылета консоли, при котором возможно ее самообрушение, предложен следующий расчет.

Из консольной плиты вырезается элемент *абвг* (рис. 233), имеющий ширину $b = 1$. Данный элемент представляет собой консольную балку, защемленную по плоскости *вг* и находящуюся под действием собственного веса. Нагрузка от действия собственного веса возрастает при движении от плоскости *аб* к плоскости *вг*.

Нагрузка q_x на расстоянии x от плоскости *аб*:

$$q_x = (h + x \operatorname{tg} \beta)\, 1.1\gamma. \tag{747}$$

Изгибающий момент M равен произведению равнодействующей весовых нагрузок ($q_{равн} = 1/2 x q_x$) на расстояние l точки приложения равнодействующей от рассматриваемого сечения ($l = 1/3\ x$):

$$M = \frac{1}{2} x q_x \cdot \frac{1}{3} x = \frac{1}{6} \gamma x^2 (h + x \operatorname{tg} \beta). \tag{748}$$

Момент сопротивления

$$W = \frac{bh^2x}{6} = \frac{1}{6}(h + x\,\mathrm{tg}\,\beta)^2. \tag{749}$$

Максимальные растягивающие напряжения

$$\sigma_{max} = \frac{M}{W} = \frac{\gamma x^2}{(h + x\,\mathrm{tg}\,\beta)}. \tag{750}$$

Решая уравнение (750) относительно x, получаем

$$x = \frac{\sigma_{max}\,\mathrm{tg}\,\beta \pm \sqrt{\sigma^2_{max}\,\mathrm{tg}^2\,\beta + 4\gamma h\sigma_{max}}}{2\gamma}. \tag{751}$$

С другой стороны,

$$\sigma_{max} = \frac{\sigma_{разр}}{K}, \tag{752}$$

где $\sigma_{разр}$ — разрушающее напряжение для данных пород;
K — запас прочности.

В результате изгиба консольной балки возникают растягивающие напряжения $\sigma_{разр}$. Для пород Норильска $\sigma_{разр}$ установлена равной 90 *кГ/см*^{2}. Запас прочности K с учетом трещиноватости массива и коэффициента структурного ослабления принимается равным 10.

Для своевременного обрушения консоли большое значение имеет наличие опоры со стороны ее плоскости *бв*.

При систематическом планомерном выпуске руды из подземных блоков распространение обрушения до плоскости *бв* консоли происходит равномерно на достаточной площади, благодаря чему консоль, лишенная опоры, обязательно самообрушается. Поскольку самообрушение консоли неизбежно, то участок карьера, находящийся около крайних трещин разрыва со стороны консоли, представляет серьезную опасность для людей и оборудования. Как установлено наблюдениями, шаг обрушения равен 35—45 *м*, что соответствует примерно критическим вылетам консоли, полученным расчетом.

Для контроля за ходом обрушения на карьере применялось бурение опережающих скважин, оборудованных глубинными реперами.

На рабочих площадках карьера могут появляться воронки обрушения, вызываемые неравномерным выпуском руды из подземных блоков рудника.

Анализ выпуска руды позволил установить, что провалы на рабочих площадках карьера появляются в местах образования куполов зоны обрушения, которые являются центрами наиболее интенсивного выпуска руды.

При совместной разработке месторождений должна обеспечиваться полная безопасность людей, работающих в зоне обрушения, для чего предусматривается проведение ряда дополнительных

мероприятий по сравнению с обычной эксплуатацией месторождений.

Разработка необходимых мероприятий должна производиться с учетом специфических особенностей данного месторождения и условий его эксплуатации, однако можно выделить ряд мероприятий, которые являются общими и обязательными для различных условий комбинированной разработки. Рекомендуются следующие обязательные мероприятия, проводимые при работе в зоне обрушения:

1. Совместная разработка должна осуществляться по специальному утвержденному техническому проекту.

2. На месторождении должны быть организованы наблюдения за характером сдвижения горных пород и установлены основные параметры и закономерности формирования зоны обрушения. В результате проведенных наблюдений должен быть определен шаг обрушения на поверхности, скорость оседания поверхности в различные этапы обрушения, продолжительность этапов и всего процесса сдвижения, величина отставания выхода трещин на поверхность от перемещения фронта подземных очистных работ, характер развития деформаций при переходе от отрицательных к положительным углам обрушения, исследованы вопросы устойчивости горных пород и определено влияние темпов очистных работ на формирование зоны обрушения.

3. В процессе изучения характера деформаций необходимо принять наиболее целесообразный режим выпуска руды и разработать типовые планограммы выпуска для основных этапов разработки. Строгий контроль за выпуском руды из подземных обрушенных блоков позволит установить необходимые количественные показатели, а также управлять планомерным развитием обрушения на всех этапах разработки.

4. Производство открытых горных работ в зоне обрушения может быть допущено только при организации систематического контроля за ходом обрушения. Для этой цели рекомендуется закладывать контрольные разведочные скважины, оборудованные глубинными реперами; скважины должны проходиться с рабочих горизонтов карьера до встречи с подземными пустотами. Контрольные скважины позволяют следить за ходом обрушения и своевременно предупреждать возможное внезапное обрушение верхних слоев нарушенного массива.

В ряде случаев целесообразно контрольные скважины проходить из соответствующих подземных выработок.

Характер формирования трещин на поверхности может быть различным, однако во всех случаях при достаточной подработанной площади трещины выходят на поверхность и происходит окольцевание зоны обрушения.

Оседание горных пород в окольцованной зоне обычно протекает плавно. При дальнейшем расширении площади очистной выемки соответственно расширяется зона обрушения на поверхности и происходит образование новых трещин. Участки, примыкающие к край-

ним трещинам, являются наиболее опасными для людей и оборудования. При выборе места заложения контрольных скважин это обстоятельство должно обязательно учитываться.

5. Если контрольными скважинами будет обнаружено приближение зоны обрушения к поверхности, то в зависимости от характера развития обрушения должен быть решен вопрос об искусственной посадке массива в опасной зоне. При встрече скважиной ударно-канатного бурения подземной пустоты происходит резкое опускание бурового инструмента и из скважины пропадает буровой шлам, благодаря чему бурение становится невозможным. В ряде случаев по скважинам в подземные выработки начинает интенсивно поступать воздух. Горные работы в опасной зоне, обнаруженной контрольной скважиной, должны быть прекращены и на поверхности должны быть выставлены опознавательные знаки и предупредительные надписи. Размер потолочины над зоной обрушения, допускающий установку на ней буровых станков, определяется в индивидуальном порядке.

Принудительная посадка массива в опасной зоне должна производиться по специальному проекту. Буровые станки при бурении устанавливаются на безопасном расстоянии от возможной границы обрушения. Маркшейдерская служба рудника производит специальный контроль за опасной зоной; все имеющееся на участке оборудование удаляется на безопасное расстояние и движение транспорта через данную зону запрещается.

6. Особенно большое значение для предупреждения внезапных обрушений приобретает составление карты тектонических нарушений района совместного ведения горных работ. Подобные карты позволяют определить возможные зоны пересечения тектонических трещин, сбросов, зон разлома и других нарушений с ожидаемой линией обрушения поверхности от ведения горных работ.

Особую осторожность следует соблюдать именно в этих зонах пересечения трещин, так как здесь создаются наиболее благоприятные условия для внезапных провалов и обрушений нарушенного массива.

7. На всех предприятиях, ведущих работы в зоне обрушения, должны составляться инструкции по технике безопасности и разрабатываться специальные мероприятия, обеспечивающие безопасную работу людей и оборудования.

Все работники рудника должны пройти специальный инструктаж по безопасным методам работы в зоне обрушения.

8. При наличии сбойки между открытыми и подземными работами взрывные работы в карьере должны осуществляться по взаимно согласованному графику. Пуск всасывающих вентиляторов после взрыва на карьере может привести к недопустимой концентрации окиси углерода в подземных выработках за счет непосредственного всасывания газообразных продуктов взрыва. Если взорванная порода будет перекрывать трещины или выработки, соединяющие карьер с подземным рудником, то в этом случае при работе всасывающего вентилятора может возникнуть опасная концентрация окиси

углерода за счет фильтрации газообразных продуктов из отбитой породы. Допуск людей в подземные выработки, которые могут иметь опасную концентрацию продуктов взрыва, должен разрешаться только после получения положительных анализов проб рудничного воздуха.

Комбинированная разработка с каждым годом получает все более широкое применение на отечественных и зарубежных горных предприятиях. Если раньше комбинированная разработка производилась в порядке поисков более целесообразных способов выемки полезных ископаемых по техническим проектам, составленным по аналогии и без достаточно апробированных расчетов, то в настоящее время проектирование осуществляется на надежной научной базе. В основу научных разработок положен богатый отечественный опыт передовых горных предприятий, осуществляющих комбинированную разработку, выполненные в последнее время большие научные исследования в этой области и предложенные отечественными учеными и производственными коллективами новые технологические схемы разработки для самых сложных условий. Проведенными исследованиями установлено, что в Криворожском бассейне в зоне обрушения подземных рудников накопилось около 500 млн. *т* чистых и разубоженных руд со средним содержанием железа 40—45%. Предложено производить добычу этих руд и вмещающих железистых кварцитов открытым способом. При этом разработка богатых железных руд будет продолжаться подземным способом. Целесообразность одновременной разработки месторождений открытым и подземным способами, когда для открытых работ выделяются участки с бедной рудой, нерентабельной для подземной добычи, подтверждается практикой карьеров ЦГОКа, «Медвежий ручей», Главного поля Хайдарканского рудоуправления и ряда других карьеров. При этом обеспечивается наиболее полное использование запасов недр и наиболее высокая производительность по металлу.

При определении экономической целесообразности разработки бедных руд в настоящее время используется хорошо обоснованная методология расчетов, учитывающая эффективность капиталовложений, ежегодную и общую прибыль от эксплуатации, количество получаемого металла и ряд других факторов, что позволяет вести разработку с максимальным народнохозяйственным эффектом. Комбинированная разработка запроектирована для ряда новых крупных месторождений, находящихся в сложных геологических и горнотехнических условиях, таких, как Горевское, Тишинское; целесообразность комбинированной разработки доказана для многих месторождений Кривбасса, Алтая, Казахстана и других районов СССР. Применение эффективных схем вскрытия с использованием скиповых и конвейерных подъемников позволит значительно увеличить глубину открытых работ и в ряде случаев в дальнейшем использовать эти подъемники для транспортирования руды из подземных работ. Глубина карьеров при комбинированной разработке проектируется в пределах 300—500 *м* и может быть увеличена до 600—700 *м*.

Большое значение для расширения области применения комбинированной разработки имеет серийный выпуск различной физической аппаратуры, позволяющей контролировать технологические процессы в нарушенных зонах. Применение звуко- и радиолокации горных пород позволит обеспечить полную безопасность открытых горных работ в зонах обрушения и над подземными незаложенными камерами. Для обоснования экономической эффективности комбинированной разработки представляется возможным использовать электронные вычислительные машины и различные счетно-решающие устройства.

Литература

1. Арсентьев А. И. Определение производительности и границ карьеров. М., изд-во «Недра», 1970.

2. Арсентьев А. И. и др. Открытая разработка руд, потерянных при подземной добыче. Ленинград, изд-во «Наука», 1970.

3. Астахов А. С., Адигамов Я. М. Методы оценки экономической эффективности капитальных вложений при динамической постановке горноэкономических задач. М., Изд. ИГД им. А. А. Скочинского, 1968.

4. Боголюбов Б. П., Грачев Ф. Г. Раздельная разработка месторождений сложного состава. М., изд-во «Недра», 1964.

5. Васильев М. В. Современный карьерный транспорт. М., изд-во «Недра», 1969.

6. Виницкий К. Е. Параметры систем открытой разработки месторождений. М., изд-во «Недра», 1966.

7. Друкованый М. Ф., Гейман Л. М., Комир В. М. Новые методы и перспективы развития взрывных работ на карьерах. М., изд-во «Наука», 1966.

8. Домбровский Н. Г., Гальперин М. И. Землеройно-транспортные машины. М., изд-во «Машиностроение», 1965.

9. Инструкция о порядке составления и утверждения проектов организации строительства и проектов производства работ СН-47—67. М., Стройиздат, 1967.

10. Мельников Н. В. и др. Перспективы открытой разработки железорудных месторождений КМА при комплексном использовании полезных ископаемых. М., изд-во «Наука», 1968.

11. Мельников Н. В. Краткий справочник по открытым работам. М., изд-во «Недра», 1968.

12. Мельников Н. Н. Отвалообразование шагающими драглайнами на карьерах. М., изд-во «Недра», 1967.

13. Мельников Н. Н. Теория и принципы механизации отвалообразования на карьерах. М., изд-во «Наука», 1968.

14. Новожилов М. Г. Открытые горные работы. М., изд-во «Недра», 1965.

15. Новожилов М. Г., Тартаковский Б. Н., Эскин В. С. Поточная технология открытой разработки месторождений. Киев, изд-во «Наукова думка», 1965.

16. Нормы технологического проектирования горнорудных предприятий с открытым способом разработки. Л., Гипроруда, 1968.

17. Правила технической эксплуатации для предприятий, разрабатывающих месторождения открытым способом. М., Госгортехиздат, 1963.

18. Пляскин Н. И., Сандригайло Н. Ф. Технология и механизация строительства карьеров. М., изд-во «Недра», 1967.

19. Ржевский В. В. Технология, механизация и автоматизация процессов на карьерах. М., изд-во «Недра», 1966.
20. Ржевский В. В. Технология и комплексная механизация открытых горных работ. М., изд-во «Недра», 1968.
21. Справочник по изысканиям, проектированию и строительству карьеров. М., изд-во «Недра», 1964.
22. Симкин Б. А. Технология и процессы открытых горных работ. М., изд-во «Недра», 1970.
23. Суханов А. Ф., Кутузов Б. Н. Разрушение горных пород. М., изд-во «Недра», 1967.
24. Типовая методика определения экономической эффективности капитальных вложений. М., изд-во «Экономика», 1969.
25. Фисенко Г. Л. Устойчивость бортов карьеров и отвалов. М., изд-во «Недра», 1965.
26. Хохряков В. С. и др. Проектирование карьеров. М., изд-во «Недра», 1969.
27. Хохряков В. С., Церенщиков П. Т. Поэтапное развитие горных работ на карьерах. М., Цветметинформация, 1968.
28. Шешко Е. Ф., Ржевский В. В. Основы проектирования карьеров. М., Углетехиздат, 1958.
29. Юматов Б. П. Технология открытых горных работ и основные расчеты при комбинированной разработке рудных месторождений. М., изд-во «Недра», 1966.
30. Юматов Б. П., Байков Б. Н. Технология буровзрывных работ на карьерах цветной металлургии. М., изд-во «Недра», 1969.
31. Юматов Б. П., Бунин Ж. В. Строительство и реконструкция рудных карьеров. М., изд-во «Недра», 1970.

Оглавление

Стр.

Предисловие 3

Глава I. **Организация проектирования горных предприятий в СССР** 5

§ 1. Общие сведения об организации проектирования карьеров . . 5
§ 2. Исходные материалы для проектирования 6
§ 3. Стадии проектирования 8
§ 4. Содержание технического проекта 9
§ 5. Рабочие чертежи 12
§ 6. Сметная документация к проекту 13
§ 7. Порядок согласования, рассмотрения и утверждения проектно-сметной документации 15
§ 8. Методы проектирования 16
§ 9. Применение вычислительной техники при планировании и проектировании открытых горных разработок 21
§ 10. Достоверность и точность исходных данных 23

Глава II. **Определение устойчивых профилей бортов карьеров** . . . 26

§ 1. Общие сведения 26
§ 2. Определение устойчивых профилей карьеров 32

Глава III. **Геометрический анализ карьерных полей** 42

§ 1. Основы геометрического анализа карьерных полей 42
§ 2. Геометрический анализ карьерных полей при горизонтальных и пологих залежах посредством ЭЦВМ 45
§ 3. Геометрический анализ карьерных полей при наклонном и крутом падении залежей 62
§ 4. Анализ вытянутых по простиранию карьерных полей методом трапеций 64
§ 5. Анализ карьерных полей посредством ЭЦВМ при крутом и наклонном падении залежей 68
§ 6. Геометрический анализ при округленных карьерных полях . . 71
§ 7. Трактовка и трансформация графиков текущих объемов горных работ 74

Стр.

Глава IV. **Установление режима горных работ, границ и мощности карьера** 79

§ 1. Технологическая сущность режима горных работ 79
§ 2. Экономические основы к выбору режима горных работ 84
§ 3. Технологические основы оконтуривания карьеров 87
§ 4. Экономическая оценка графиков горных работ и принципы установления границ открытых разработок 89
§ 5. Приближенное аналитическое и графическое определение контуров и глубины карьера 94
§ 6. Установление границ карьера по графикам текущих коэффициентов вскрыши и полезного ископаемого 103
§ 7. Регулирование режима горных работ 105
§ 8. Определение производственной мощности карьера 111
§ 9. Установление годового режима вскрышных и добычных работ 119

Глава V. **Принципы проектирования структур комплексной механизации** 124

§ 1. Общие сведения о комплексной механизации открытых разработок 124
§ 2. Основания к выбору структуры комплексной механизации . . 126
§ 3. Принципы комплектования структур комплексной механизации 133

Глава VI. **Проектирование систем открытой разработки** 140

§ 1. Общие сведения 140
§ 2. Проектирование систем разработки при экскаваторной переваске вскрыши 144
§ 3. Система разработки с транспортно-отвальными мостами. . . . 165
§ 4. Система разработки с консольными отвалообразователями 177
§ 5. Проектирование систем разработки с перевозкой горной массы железнодорожным транспортом 186
§ 6. Системы разработки при автомобильном транспорте 199
§ 7. Системы разработки с комбинированным транспортом 208
§ 8. Системы разработки с применением ленточных конвейеров . . 213
§ 9. Комбинированные системы разработки 225

Глава VII. **Вскрытие карьерных полей** 232

§ 1. Сущность вскрытия 232
§ 2. Грузооборот карьера и пропускная способность вскрывающих горных выработок 238
§ 3. Продольный профиль трассы системы капитальных траншей 242
§ 4. План трассы системы наклонных траншей 244
§ 5. Тупиковые трассы 246
§ 6. Петлевая форма трассы 252
§ 7. Спиральная и комбинированная трассы 254

Стр.

§ 8. Вскрытие месторождений внутренними крутыми траншеями 259
§ 9. Вскрытие подземными горными выработками 267
§ 10. Горностроительные объемы 270
§ 11. Проектирование вскрытия карьеров при железнодорожном транспорте с использованием ЭЦВМ 276

Глава VIII. **Проектирование буровзрывных работ** 308

§ 1. Общие сведения 303
§ 2. Установление диаметра взрывных скважин 314
§ 3. Расчет параметров буровзрывных работ 317
§ 4. Установление типа ВВ, величины и конструкции скважинных зарядов 325
§ 5. Способы и схемы инициирования скважинных зарядов 331
§ 6. Буровзрывные работы при селективной разработке сложных скальных забоев 338
§ 7. Экономическая эффективность буровзрывного рыхления горных пород 343
§ 8. Выбор типа и расчет необходимого количества оборудования 348
§ 9. Расчет параметров взрыва зарядов на выброс и сброс 351
§ 10. Основные положения по безопасному ведению взрывных работ 355

Глава IX. **Проектирование экскаваторных работ** 357

§ 1. Условия применения экскаваторов 357
§ 2. Схемы работы и параметры забоев механических лопат . . . 358
§ 3. Схемы работы и параметры забоев драглайнов 365
§ 4. Определение производительности одноковшовых экскаваторов 368
§ 5. Схемы работы многоковшовых экскаваторов 371
§ 6. Параметры забоев многоковшовых экскаваторов 375
§ 7. Определение производительности многоковшовых экскаваторов 381

Глава X. **Проектирование карьерного транспорта** 383

§ 1. Железнодорожный транспорт 383
§ 2. Автомобильный транспорт 396
§ 3. Конвейерный транспорт 411

Глава XI. **Проектирование и организация отвальных работ на карьерах** 424

§ 1. Значение отвального хозяйства и факторы, влияющие на выбор местоположения отвалов 424
§ 2. Возведение первоначальных насыпей 426

Стр.

§ 3. Методы определения параметров отвальных тупиков 430
§ 4. Плужное отвалообразование 432
§ 5. Экскаваторное отвалообразование 433
§ 6. Абзетцерные отвалы 440
§ 7. Отвалообразование конвейерами и ленточными отвалообразователями 442
§ 8. Бульдозерные отвалы 443
§ 9. Технико-экономическое обоснование выбора схем и способов механизации отвальных работ на карьерах с учетом энергозатрат 448

Глава XII. **Проведение траншей** 458

§ 1. Параметры траншей и способы их проведения 458
§ 2. Технологические схемы бестранспортного способа проведения траншей 468
§ 3. Технологические схемы транспортного способа проведения траншей 474
§ 4. Технологические схемы проведения траншей с применением многоковшовых экскаваторов 483
§ 5. Технологические схемы специальных способов проведения траншей 489
§ 6. Технологические схемы комбинированного способа проведения траншей 492

Глава XIII. **Организация строительства и производственная структура карьера** 496

§ 1. Виды работ подготовительного периода 496
§ 2. Организация выемочно-погрузочных, транспортных и отвальных работ в основной период строительства карьера 497
§ 3. Обеспечение строительства карьера рабочей силой и электроэнергией. Тепло- и водоснабжение 499
§ 4. Организация строительства карьеров с применением метода сетевого планирования и управления 501
§ 5. Управление карьером 504
§ 6. Производственная структура карьера 518

Глава XIV. **Экономическая часть проекта карьера** 524

§ 1. Содержание экономической части проекта 524
§ 2. Исходные данные для составления экономической части проекта карьера 527
§ 3. Определение числа работающих и производительности труда 528
§ 4. Определение капитальных вложений в строительство карьера и основных фондов 536

Стр.

§ 5. Определение себестоимости добычи руды и горной массы . . 539
§ 6. Определение экономической эффективности капитальных вложений в строительство карьера 548
§ 7. Основные технико-экономические показатели проекта 556

Глава XV. **Реконструкция карьеров и комбинированная разработка месторождений** 563

§ 1. Основные положения и расчеты при реконструкции карьеров 563
§ 2. Некоторые расчетные обоснования открытых работ при комбинированной разработке 577

Литература 591

НАУЧНЫЕ ОСНОВЫ ПРОЕКТИРОВАНИЯ КАРЬЕРОВ

Под общей редакцией
В. В. Ржевского, М. Г. Новожилова, Б. П. Юматова

Редактор издательства С. Н. Быховская
Техн. редактор В. В. Соколова
Переплет художника А. Г. Григорьева
Корректор М. В. Дроздова

Сдано в набор 18/II 1971 г.
Подписано в печать 29/IV 1971 г.
Т-07333. Формат 60 × 90¹/₁₆. Печ. л. 37,5.
Уч.-изд. л. 38,70. Бумага № 1. Индекс 1—4—1.
Заказ 155/3517—10. Тираж 2400 экз.
Цена 4 р. 16 к.

Издательство «Недра». Москва, К-12,
Третьяковский проезд, д. 1/19.

Ленинградская типография № 14
«Красный Печатник» Главполиграфпрома
Комитета по печати при Совете Министров СССР.
Московский проспект, 91.

gost.e-ecolog.ru