



В. Ф. Колесников
В. Л. Мартьянов

ТЕХНОЛОГИЯ И КОМПЛЕКСНАЯ МЕХАНИЗАЦИЯ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Учебное пособие

Кемерово 2017

Министерство образования и науки Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное
учреждение высшего образования
«Кузбасский государственный технический университет
имени Т. Ф. Горбачева»

В. Ф. Колесников
В. Л. Мартьянов

**ТЕХНОЛОГИЯ И КОМПЛЕКСНАЯ МЕХАНИЗАЦИЯ
ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ**

Учебное пособие

Кемерово 2017

УДК 622.271(075.8)

Рецензент(ы) Проноза В. Г., доктор технических наук, профессор

Тюленев М. А., кандидат технических наук, профессор кафедры открытых горных работ ФГБОУ ВО «Кузбасский государственный технический университет имени Т. Ф. Горбачева»

Колесников В. Ф. Технология и комплексная механизация открытых горных работ: учебное пособие для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело» / В. Ф. Колесников; В. Л. Мартьянов; КузГТУ. – Кемерово, 2017. – 189 с.

ISBN 978-5-906969-10-1

Изложены теоретические положения о технологии и комплексной механизации открытых горных работ. Описаны принципы открытой разработки месторождений полезных ископаемых. Даны понятия способах, схемах и системах вскрытия карьеров. Рассмотрены способы проведения вскрывающих и подготавливающих горных выработок, системы открытой разработки месторождений и технологические комплексы оборудования карьеров. Даны особенности разработки строительных горных пород и россыпных месторождений, гидромеханизации открытых горных работ, скважинной добычи полезных ископаемых и добычи с помощью комплексов глубокой разработки пластов.

Теоретические положения основных разделов курса лекций базируются на трудах академиков АН СССР В. В. Ржевского, Н. В. Мельникова, проф. Е. Ф. Шешко, П. И. Томакова и других ученых, работающих в области открытой разработки месторождений.

Рекомендовано к изданию редакционно-издательским советом КузГТУ.

УДК 622.271(075.8)

© КузГТУ, 2017

© В. Ф. Колесников,

В. Л. Мартьянов, 2017

ISBN 978-5-906969-10-1

ВВЕДЕНИЕ

За миллионы лет природа накопила богатейшие запасы углеводородов в виде угля, нефти и природного газа. В настоящее время эти виды топлива используются человечеством для получения тепловой и электрической энергии и более 350 видов различных востребованных промышленностью и населением продуктов их химической переработки.

В конце позапрошлого и начале прошлого веков угли широко использовались для производства паровой, а затем и электроэнергии, множества продуктов органической химии, в том числе синтина (авиационного и автомобильного топлива), посредством газификации углей получали городской, промышленный газ и многое другое.

По мере открытия крупных нефтегазовых месторождений и увеличения добычи нефти и природного газа, уголь начал вытесняться из промышленности. Это было связано с определенными преимуществами названных выше ресурсов перед углем: в среднем более высокая теплота сгорания топлива; сжигание его с более высоким КПД; возможность транспортирования на дальние расстояния по трубопроводам и др.

Но в настоящее время в нефтегазовой промышленности и не только России проявились негативные тенденции.

В нефтяной промышленности сложилось значительное (в 4 раза) отставание темпов роста промышленных запасов от темпов роста добычи нефти. Снизилось качество сырьевой базы, которое выражается в уменьшении доли высокопроизводительных месторождений в общей структуре запасов с 75 % в 1970 г. до 20 % в 2015 г. Одновременно с этим и резко снизился коэффициент извлечения запасов нефти из недр – до 45 % и возросло содержание в ней серы с 15 % до 50 % и более, что удорожает ее переработку до уровня допустимого содержания серы в продуктах потребления, например в моторном топливе в пределах 0,3–0,5 %.

В газовой промышленности крупнейшие месторождения Западной Сибири находятся на этапе падающей добычи, а основная часть прироста запасов связана с глубоким залеганием месторождений (свыше 3–5 км), которые расположены на больших расстояниях от мест потребления и в трудных природно-климатических условиях Севера, вечной мерзлоты и под Северным ледовитым океаном. Надо отметить, что только затраты на транспортировку природного газа по трубам значительны по сравнению, например с нефтью (5 %), и составляют более 30 % его себестоимости.

Запасов же угля хватит на ближайшие сотни а, с учетом прогнозных запасов, на тысячи лет. Уголь сегодня выступает в качестве энергетического «моста в будущее» мировой цивилизации, который обеспечит плавный переход от ископаемого органического сырья к новым источникам энергии – термоядерной, солнечной и другим недоступным пока человечеству принципиально новым видам энергии.

Сказанным подчеркивается возрастающая роль угля в решении перспективных задач, стоящих перед экономикой России. В Программном документе «Основные положения энергетической стратегии России на период до 2030 года» предусматривается доведение добычи угля в 2030 году до 425–470 млн. т.

Кузбасс остается основным угольным регионом России, на долю которого сегодня приходится более 58 % объема добычи энергетического российского угля, причем высококачественного (например, по теплоте сгорания близок к нефти, а по содержанию серы значительно ее превосходит) и более 77 % углей коксующихся марок, в том числе наиболее ценных. В 2015 г. горные предприятия Кузбасса перешагнули 200 миллионный рубеж добычи.

К 2030 году уровень производительности труда в угольной отрасли намечается превысить в пять раз уровень 2010 г. (1880 т на одного занятого) и достигнуть 9000 тонн за счет, главным образом, преимущественного развития открытого способа добычи. Несмотря на реструктуризацию угольной отрасли, проводимую с 1994 года, в процессе которой было закрыто 188 шахт и 15 разрезов, как неэффективных предприятий, построено много новых, современных. Так, в 1994 г. в Кузбассе работало 22 угольных разреза, а сегодня уже 104 и более 68 рудных и строительных материалов.

В лекционном курсе «Технология и комплексная механизация открытых горных работ» рассматривается технология горного производства как наука об общих закономерностях развития и производства горных работ на карьерах, реализуемых различным оборудованием в течение длительного периода времени и в разнообразных горно-геологических условиях.

Теоретические положения основных разделов лекционного курса базируются на фундаментальных трудах академиков В. В. Ржевского, Н. В. Мельникова, профессоров Е. Ф. Шешко, П. И. Томакова, Ю. А. Анистратова, В. С. Хохрякова, М. Г. Новожилова и др.

1. ПРИНЦИПЫ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

1.1. НЕДРА И ИХ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ

Важнейшим национальным достоянием народа является богатство недр страны. Масштабы этих запасов огромны, но не беспредельны, что и определяет важность их правильного, т. е. рационального и бережливого использования в соответствии с уровнем развития общества, уровнем знаний по технологии открытой добычи и современной техники.

Постоянно действующим законом развития экономики и общества является закон всевозрастающих потребностей в самых разнообразных полезных ископаемых, которые добываются из недр. Например, только в период с 1950 по 1965 годы добыто полезных ископаемых больше, чем за всю предыдущую историю человечества и затем каждые 12–15 лет объем этой добычи удваивался, а разнообразие используемых в промышленности полезных ископаемых возросло в десятки раз.

Для добычи полезных ископаемых привлекаются значительные трудовые и материальные ресурсы, поэтому государством уделяется пристальное внимание бережливому и долговременному их использованию. В связи с этим в СССР, а затем и в Российской Федерации принят ряд законов об усилении охраны природы и улучшении использования природных ресурсов, основах земельного, водного и лесного законодательства, законы о недрах и охране недр.

На объемы извлечения и количество потерь полезных ископаемых при добыче, техногенное воздействие на природную среду решающее влияние оказывают способ разработки месторождения, применяемая техника и технология добычи, возможности и глубина переработки на современном уровне развития экономики.

1.2. СПОСОБЫ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ, ИХ ДОСТОИНСТВА И НЕДОСТАТКИ

Добыча твердых полезных ископаемых из недр земли осуществляется в основном двумя способами – *открытым и подземным*. Преобладающим является открытый способ, посредством которого добывается более 75 % полезных ископаемых.

Открытые разработки осуществляются непосредственно с земной поверхности и включают два вида работ – вскрышные и собственно добычные.

Вскрышные работы предназначены для обеспечения доступа к полезному ископаемому и создания условий его безопасной добычи. Эти работы заключаются в удалении «пустых» пород, вмещающих полезное ископаемое. После чего производятся собственно добычные работы.

В результате производства вскрышных и добычных работ образуется комплекс открытых горных выработок, который называется карьером. Горные выработки карьера примыкают непосредственно к земной поверхности и

работы ведутся под открытым небом, поэтому и называются открытыми. На рис. 1.2.1 показаны схемы развития открытой разработки месторождений с пологими и крутыми пластами.

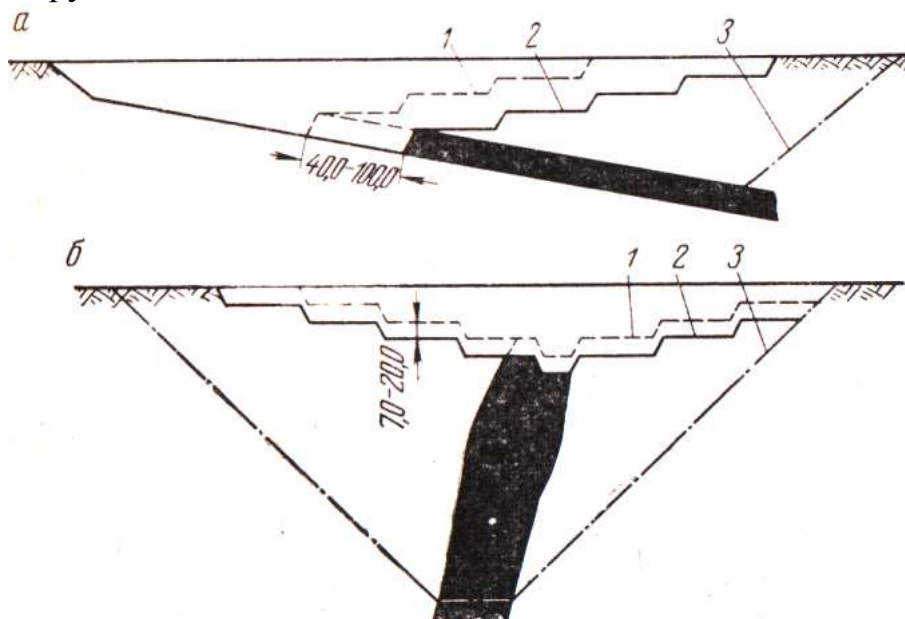


Рис. 1.2.1. Схемы развития открытой разработки месторождений:
 а – пологие пласты; б – крутые пласты; 1, 2 – положение горных работ на начало и конец года; 3 – граница карьера

При открытых горных работах контур карьера непрерывно перемещается от начального положения к перспективному, «конечному».

Подземные разработки, в отличие от открытых, осуществляются под земной поверхностью и связаны с ней подземными горными выработками – стволами, штольнями, квершлагами и т. д. Подземные разработки состоят в основном из двух видов работ – проведения и крепления подготовительных горных выработок и собственно добычных работ. На рис. 1.2.2 показана схема развития подземной разработки месторождений.

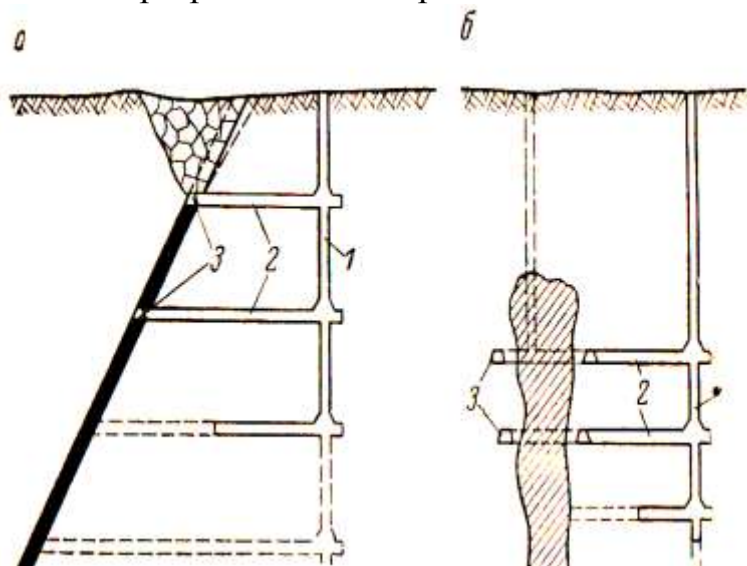


Рис. 1.2.2. Схема развития подземной разработки месторождений:
 а – угольного; б – рудного; 1 – ствол; 2 – квершлаг; 3 – штрек

Подготовительные выработки предназначены для обеспечения доступа к полезному ископаемому и создания условий для его безопасной добычи. По выработкам осуществляется транспортирование полезного ископаемого, вентиляция подземных горных выработок, доставка людей, техники, материалов и т. д. Эти выработки могут быть длиной от нескольких сотен до нескольких тысяч метров и иметь значительное сечение.

Часть подземных выработок (капитальные – стволы, штольни, квершлагги и др.) проводят до начала добычных работ. Отсюда и значительные, по сравнению с открытым способом добычи, капитальные затраты на разработку. Другая часть выработок проводится одновременно с добычными работами, но с опережением их во времени и пространстве. При подземном способе разработки не требуется удаления значительного объема вмещающих пород, но необходимы регулярная проходка, крепление выработок, их вентиляция и освещение.

Отличительные признаки открытых горных работ следующие:

1. Добыча полезных ископаемых производится только после удаления части пустых или вскрышных пород, которые вмещают полезное ископаемое, поэтому основные затраты на разработку связаны со вскрышными работами.

2. Удаление пород и добыча полезного ископаемого производятся в основном экскаваторным способом, как наиболее производительным. Реже – гидромеханизационным, землеройно-транспортным (скреперы, бульдозеры), комбайновым и шнекобуровым.

3. Размеры открытых горных выработок значительны и позволяют применять мощное и высокопроизводительное оборудование с большими рабочими параметрами и значительные по величине заряды взрывчатых веществ.

Преимущества открытого способа разработки по сравнению с подземным состоят в следующем:

- лучшие производственные условия и более высокая безопасность труда;

- лучшие экономические показатели: производительность труда на карьерах в 5–10 раз выше, а себестоимость добычи в 4–7 раз ниже;

- сроки строительства карьеров и удельные капитальные затраты в 2,5–5 раз меньше чем для шахт при одинаковой их производственной мощности;

- меньшие потери и разубоживание породой полезного ископаемого;

- возможность, при необходимости, легко увеличить производственную мощность карьера, увеличив наклон рабочего борта.

Недостатки открытого способа разработки:

- необходимость изъятия больших площадей для размещения отвалов пустых пород;

- некоторая зависимость от климатических условий;

- влияние на окружающую среду.

В связи с этим при проектировании и ведении открытых горных работ руководствуются следующими положениями:

1. Выделяемые карьеру земли оцениваются по специальной методике и предприятие выплачивает соответствующую компенсацию. Плодородный слой снимается и складировается отдельно от других пород для использования при последующей рекультивации.

2. Под отвалы отводятся малоценные земли (овраги, балки и др.). Во всех случаях, когда это возможно, выработанное пространство карьера используется для размещения внутренних отвалов.

3. Складирование породы в отвалах производится по технологии, предусматривающей быстрое восстановление растительности и исключение эрозии почвы.

4. Полезное ископаемое извлекается наиболее полно и с минимальным разубоживанием породой. Рассматривается возможность использования в экономике пород вскрыши.

5. Локализуются участки нарушения водного режима района разработки.

1.3. ВЕДУЩИЕ УЧЕНЫЕ В ОБЛАСТИ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ

Открытая горная технология – научная дисциплина об открытом способе разработки месторождений полезных ископаемых, которая входит в систему горных наук. Она решает задачи рациональной выемки полезных ископаемых и вмещающих пород, их погрузки и перемещения в пределах карьерного поля, внутрикарьерного усреднения, формирования отвалов, рекультивации нарушенных земель.

Как научное направление открытая горная технология формируется с середины 20-х годов XX века. Этому способствовали создание производительной горной техники и расширение в связи с этим области применения открытого способа разработки.

К числу первых аналитических исследований относятся установление рациональной высоты уступов (Л. Д. Шевяков, 1924), создание методов определения границ карьера (М. И. Гоберман, А. И. Стешенко, 1927).

Первый в мировой литературе двухтомный учебник для вузов по открытой разработке месторождений написан А. П. Зотовым в 1932 г. Создается первая классификация систем разработки (Е. Н. Барбот де Марни, 1934). С расширением номенклатуры выпускаемых экскаваторов развиваются научные работы в области экскавации (А. П. Зотов, Е. Ф. Шешко и др.).

В период 1941–1945 гг. создаются карьеры значительной мощности и глубины. К этому периоду относится первая фундаментальная работа Е. Ф. Шешко по теории вскрытия карьеров, разрабатывается аналитический метод определения границ открытых горных работ (П. И. Городецкий), создаются первые правила технической эксплуатации месторождений открытым способом (Н. В. Мельников).

В послевоенный период Е. Ф. Шешко создает теоретически обоснованную классификацию систем открытой разработки месторождений и выпускает учебник «Разработка месторождений полезных ископаемых открытым способом» (1946). Получают развитие исследования по определению границ открытых горных работ (Л. Д. Шевяков, В. В. Ржевский, А. И. Арсентьев).

В начале 50-х годов В. В. Ржевским вводится важное понятие режима горных работ на карьерах. Н. В. Мельников предлагает классификацию по способу производства вскрышных работ (1952). Разрабатываются методы математического моделирования месторождений и параметров систем разработки (В. С. Хохряков, К. Е. Веницкий, И. Б. Табакман, Э. И. Реентович). В конце 50-х годов разрабатывается методология определения производительности карьеров (А. И. Арсентьев, К. Е. Веницкий, Б. П. Юматов и др.), проводятся серьезные исследования по глубоким карьерам (М. Г. Новожилов, Б. Н. Тартаковский), теории поэтапной разработки карьерных полей (В. В. Ржевский, Б. Т. Рутковский, А. В. Калинин, В. С. Хохряков, А. Н. Шилин и др.).

В начале 60-х годов под руководством В. В. Ржевского и Н. В. Мельникова складываются современные научные школы открытой разработки месторождений полезных ископаемых, которые широко используют достижения фундаментальных наук. В конце 60-х проведены исследования по рекультивации земель, нарушенных открытыми разработками. Большое внимание уделяется совершенствованию буровзрывных работ на карьерах (Н. В. Мельников, Б. Н. Кутузов, Н. Я. Репин).

В области теории проектирования карьеров установлены принципы рационального развития горных работ и выбора способа вскрытия (А. И. Арсентьев, А. В. Калинин, В. В. Ржевский, М. Г. Новожилов и др.). Научно обосновывается циклично-поточная технология (А. Н. Шилин и др.), разрабатываются технологические схемы проведения капитальных и разрезных траншей (М. Г. Новожилов), отработки сложных забоев (Б. П. Юматов), в том числе на глубоких горизонтах (М. Г. Новожилов, А. И. Арсентьев). Ведутся исследования по устойчивости бортов карьеров и использованию способа обрушения уступов (Г. Л. Фисенко, М. Е. Певзнер и др.). Исследуется открыто-подземный (комбинированный) способ разработки месторождений (Б. П. Юматов и др.), рациональные технологии горных работ на карьерах Севера (В. В. Ржевский, А. И. Арсентьев, Ю. И. Анистратов, Г. А. Холодняков).

В 70-е годы предложено рассматривать комплексную механизацию в карьере по технологическим потокам (Ю. И. Анистратов), исследуется взаимосвязка параметров горных машин с процессами открытой разработки (П. И. Томаков). Предложен системный подход к карьере для решения различных задач горного производства (Ю. П. Астафьев, В. С. Коваленко). Разработаны основы, способы и параметры управления качеством минерального сырья в карьере (М. Г. Новожилов, П. П. Бастан, Г. Г. Ломоносов и др.).

Благодаря исследованиям в области открытой горной технологии разработаны научные методы проектирования карьеров, вскрытия карьерных полей, обоснования технологии и комплексной механизации карьеров, концентрации производства, рекультивации нарушенных земель. Большой вклад в решение этих проблем внесли ученые: О. Б. Кортылев, А. И. Косолапов, А. С. Ташкинов, В. Г. Проноза, В. Ф. Колесников, А. И. Корякин, Ю. В. Лесин и др.

1.4. ОБЪЕКТЫ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Объектами открытой разработки являются месторождения полезных ископаемых.

Полезными ископаемыми называются горные породы и минеральные образования (твердые, жидкие, газообразные), которые на данном уровне техники и технологии могут быть использованы с достаточным экономическим эффектом.

По виду твердых полезных ископаемых различают открытую разработку: угольных, рудных, техногенных месторождений, строительных горных пород, металлургического, горно-химического сырья и др.

Месторождения полезного ископаемого залегают в разнообразных природных условиях и различаются прежде всего *по характерным геометрическим признакам*.

По форме залежи полезных ископаемых могут быть (рис. 1.4.1):

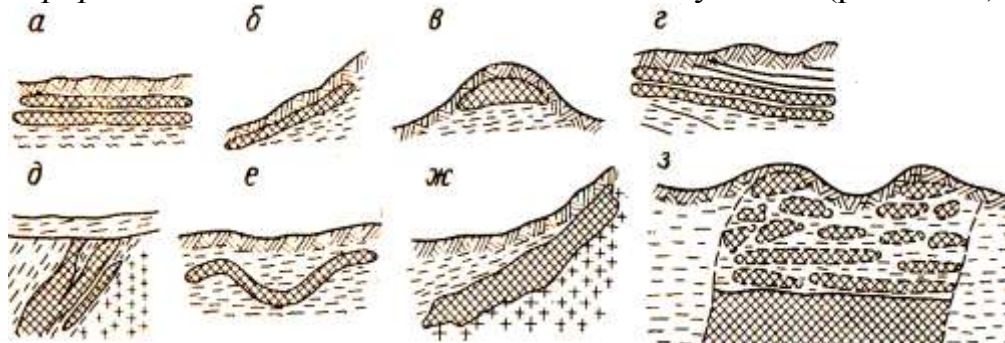


Рис. 1.4.1. Типы разрабатываемых месторождений

- плитообразными или вытянутыми преимущественно в двух направлениях при относительно небольшой мощности (пласты и пластообразные залежи, рис. 1.4.1, а, б, г, ж);

- изометрическими, т. е. развитыми примерно одинаково во всех направлениях (массивные залежи – штоки; в поперечнике не более метра – гнезда; мощность в центре максимальна, а по краям выклинивается – линзы и т. п., рис. 1.4.1, в, з);

- трубо и столбообразными, т. е. вытянутыми в основном в одном направлении (жилы, рис. 1.4.1, д);

- промежуточными между указанными формами (складки, перегибы, тектонически нарушенные свиты пластов и др., рис. 1.4.1, е, з).

Форма залежей определяюще влияет на форму карьерных полей.

По рельефу поверхности месторождения может быть различным:

- равнинным (рис. 1.4.1, а);
- в виде склона возвышенности (рис. 1.4.1, б);
- возвышенности (рис. 1.4.1, в);
- холмистым (рис. 1.4.1, г, з) и под водой.

Рельеф поверхности месторождения во многом определяет место заложения вскрывающих выработок, порядок отработки карьерного поля и средства механизации.

В зависимости от *положения относительно господствующего уровня поверхности и глубины залегания* полезного ископаемого различают следующие месторождения:

- поверхностного типа, т. е. выходящие непосредственно на поверхность или расположенные под наносами небольшой мощности (до 20–30 м);
- глубинного типа, расположенные значительно ниже поверхности (от 40 до 250 м);
- высотного типа – расположенные выше господствующего уровня поверхности;
- высотно – глубинного типа, т. е. расположенные как выше, так и ниже господствующего уровня.

Залегание полезного ископаемого может быть согласным и несогласным с рельефом поверхности; залежь может занимать всю или часть возвышенности, склона горы и т. д.

От положения залежи относительно земной поверхности зависят размеры карьера по глубине и в плане, применяемые технические средства разработки и др.

По углу падения различают залежи:

- горизонтальные, с углом падения до 6° ;
- пологие со слабонаклонным залеганием от 6 до $12\text{--}15^\circ$;
- наклонные, с углами падения от $12\text{--}15$ до $30\text{--}35^\circ$;
- крутопадающие, с углами падения более 35° ;
- сложного залегания, характерного при синклиналичных и антиклиналичных складках, резких геологических нарушениях. Оно отличается переменным направлением падения залежи.

Такое разделение залежей принято исходя из основ технологии открытых горных работ (рис 1.4.2).

Так, при разработке пологих залежей возможно непосредственное складирование вскрывных пород в выработанном пространстве карьера (рис. 1.4.2, а). При разработке наклонных месторождений не требуется выемка вскрывных пород лежащего бока залежи (рис. 1.4.2, б), а при разработке крутопадающих эта необходимость возникает (рис. 1.4.2, в).

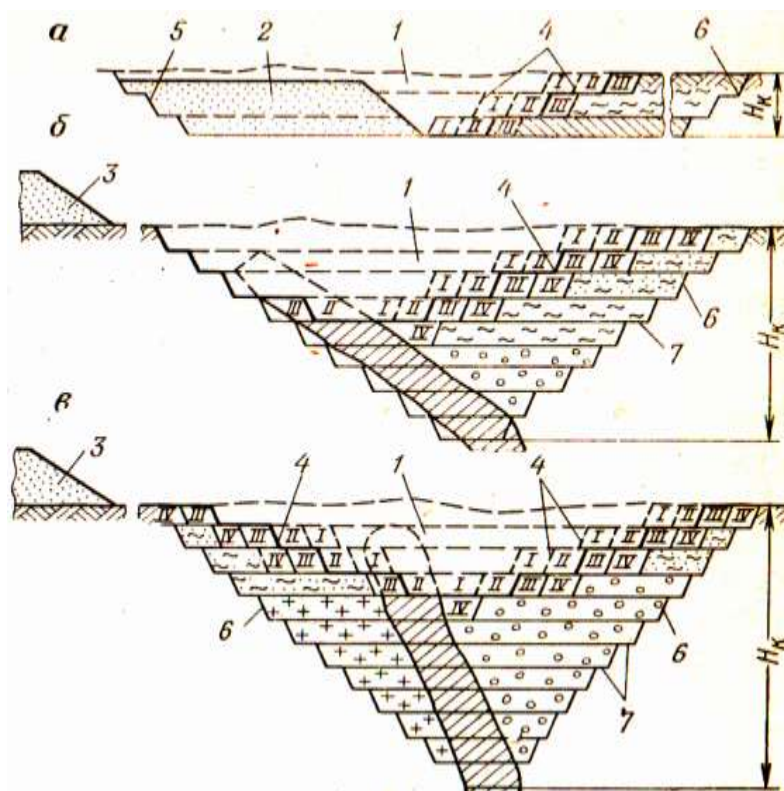


Рис. 1.4.2. Открытая разработка залежей:

а – пологих; б - наклонных; в – крутопадающих; 1 – выработанное пространство;
 2, 3 – внутренние и внешние отвалы; 4, 5 – рабочий и нерабочий борта;
 6 – конечный контур карьера

По мощности залежи подразделяются на:

- весьма малой мощности (до 2–3 м);
- малой мощности (от 3 до 10–20 м);
- средней мощности (20–30 м);
- мощные (более 30 м).

В практике углеразведки пласты, предназначенные для открытой разработки, подразделяются на тонкие (менее 2 м), средние (от 2 до 15–20 м) и мощные (свыше 15–20 м). Условия и порядок разработки пологих, наклонных и крутопадающих залежей неодинаковы, поэтому численно различаются и показатели диапазонов изменения мощности для них: первое число диапазона мощности (например, из 10–20) относится к горизонтальным и пологим месторождениям, а второе – к наклонным и крутым.

По строению залежи различают:

- простые с однородным строением, без существенных прослоек, включений. В этом случае залежь разрабатывается валовым способом;
- сложные содержат наряду с кондиционным полезным ископаемым и некондиционные его сорта, прослойки и включения пустых пород с четко выраженными контактами. В этом случае необходима отдельная или селективная разработка залежи.
- рассредоточенные залежи, в которых кондиционное и некондиционное полезное ископаемое и пустые породы распределяются без четкой зако-

номерности и выраженных контактов. В этом случае возможно применение как валовой, так и селективной их разработки.

По *распределению качества полезного ископаемого в залежи* оно может быть:

- равномерное, когда оно примерно одинаково в пределах залежи, пластов. В этом случае выемка полезного ископаемого на различных участках карьерного поля может производиться независимо;

- неравномерное, когда качество полезного ископаемого неодинаково по глубине или в плане залежи. В этом случае часто необходимо планировать одновременную выемку на разных участках залежи и усреднять качество.

По *преобладающим типам пород* месторождения могут быть представлены:

- скальными вскрышными породами и полезным ископаемым;

- разнородными (чередующимися по крепости) покрывающими породами и скальными (полускальными) полезным ископаемым и вмещающими породами;

- мягкими и плотными покрывающими породами и скальными (полускальными) полезным ископаемым и вмещающими породами;

- полускальными вскрышными породами и полускальным, весьма плотным или плотным полезным ископаемым;

- мягкими вскрышными породами и разнородным полезным ископаемым;

- мягкими вскрышными породами и мягким или плотным полезным ископаемым.

Перечисленные факторы оказывают решающее влияние на выбор технических средств, порядок ведения и саму возможность производства открытых горных работ.

Кроме перечисленных факторов, существенное влияние на технологию открытых горных работ оказывают *климатические и гидрогеологические условия*, в которых находится разрабатываемое месторождение.

Сильные морозы препятствуют работе горной техники, металл становится хрупким и может стать причиной поломок. Сильное промерзание поверхности может превращать водонаполненные трещины в распорные клинья и вызывать сколы и оползни уступов. Снежные заносы затрудняют работу транспорта, снег способствует примерзанию горной массы к кузовам и является причиной оползней отвалов в весеннее время.

Сильные ветры осложняют ведение горных работ, затрудняют передачу электроэнергии и связь. Метели ухудшают обзор забоя и движение транспорта.

При низкой температуре ветер создает наиболее жесткие погодные условия. Увеличение скорости ветра на 0,5 м/с по восприятию эквивалентно понижению температуры на 1 градус. В связи с этим зимняя погода характеризуется жесткостью:

$$\mathbf{Ж} = \mathbf{t} + 2\mathbf{v}, \text{ баллов,}$$

где t – абсолютное значение температуры воздуха, °С; v – скорость ветра, м/с.

Для карьеров, находящихся в суровых климатических условиях, устанавливается уменьшенное число рабочих дней в году.

К неблагоприятным климатическим условиям относится также туман.

Гидрогеологические условия месторождения могут потребовать сооружения специальных дренажных устройств и мер по укреплению бортов горных выработок. Обводненность карьеров характеризуется коэффициентом водообильности, который определяется количеством откаченной воды на 1 т добытого полезного ископаемого. Его величина колеблется от 0,1 м³/т до 30 и более.

1.5. ЭТАПЫ ОСВОЕНИЯ ЗАЛЕЖЕЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Освоение новых месторождений или новых участков карьерных полей начинается с *подготовки поверхности*. Она заключается в проведении специальных инженерных работ по отводу рек, ручьев, осушению озер, болот, вырубке леса и т. д., ограждению карьерного поля от стока поверхностных вод дренажными канавами. Подготовка поверхности включает также удаление и складирование почвенного слоя, создание площадок для монтажа оборудования, сооружение подъездных дорог, линий электропередачи и др.

Одновременно с подготовкой поверхности выполняются специальные работы по *осушению* породного массива карьерного поля, а в необходимых случаях, производятся специальные работы по укреплению прибортовых участков породного массива для предотвращения оползания и обрушения пород.

После этого приступают к *горно-капитальным* работам, т. е. работам по удалению покрывающих и вмещающих пород, строительству капитальных и разрезных траншей, первоначальных отвальных насыпей и позволяющих начать систематическое производство вскрышных и добычных работ в соответствии с проектом.

Горно-капитальные работы, выполняемые в период строительства карьера до сдачи его в эксплуатацию, называют горно-строительными работами. К ним относятся также комплекс работ по строительству транспортных коммуникаций и попутная добыча полезных ископаемых для окупаемости части капитальных вложений.

Экономические особенности горно-строительных работ:

- все затраты на эти работы относятся к капитальным вложениям;
- удельные затраты на горно-строительные работы (на 1 м³) существенно больше, чем на горные работы в период эксплуатации.

В связи с этим горно-строительные работы выполняются в том минимальном объеме, который необходим для начала регулярной добычи в объеме от 30 до 60–100 % проектной мощности карьера в зависимости от величины промышленных запасов месторождения.

После сдачи карьера в эксплуатацию с неполной проектной производственной мощностью все горные работы, в том числе по строительству траншей, относятся к *эксплуатационным горным работам*, которые подразделяются на:

- *вскрышные* работы, состоящие в выемке и перемещении в отвалы «пустых» пород для воссоздания подготовленных к разработке и вскрытых запасов полезного ископаемого;

- *добычные* работы, заключающиеся в выемке и доставке добытого полезного ископаемого на склад или потребителю.

В состав *эксплуатационных работ* входят также все сопутствующие работы по зачистке вскрытых запасов полезного ископаемого, созданию транспортных коммуникаций (вскрытию), проведению очередных разрезных траншей, развитию фронта добычных и вскрышных работ, развитию отвалов.

По мере увеличения длины фронта горных работ, вскрытых и подготовленных запасов полезного ископаемого, поэтапно наращивается производственная мощность карьера до проектного уровня.

Период от сдачи карьера в эксплуатацию до достижения им проектной производственной мощности называется *периодом освоения проектной производственной мощности*. Он может составлять от 9 до 24 месяцев.

Работы по созданию вскрывающих и разрезных траншей, проводящиеся в период эксплуатации карьера, называются *горно-подготовительными*.

При доразведке месторождения, переутверждении запасов полезного ископаемого может возникнуть необходимость в *реконструкции* карьера с заменой горного и транспортного оборудования, реконструкцией вскрывающих выработок, изменением производственной мощности карьера. Работы по реконструкции карьера относятся к горно-капитальным работам.

Наконец, этапом открытой разработки месторождения, связанным с исчерпанием запасов или переходом на подземный способ разработки является период *затухания* или *погашения* горных работ, который может длиться несколько лет.

1.6. ВИДЫ ОТКРЫТЫХ РАЗРАБОТОК В ЗАВИСИМОСТИ ОТ УСЛОВИЙ ЗАЛЕГАНИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Виды открытых разработок классифицируются по положению залежи относительно поверхности (рис. 1.6.1).

Разработка поверхностного вида. Это большинство разработок россыпей, природных горных пород, значительная часть угольных и небольшая часть рудных разработок при горизонтальном и пологом залегании залежей. Карьеры имеют небольшую и относительно постоянную глубину (до 60 м).

Разработка глубинного вида. Это большая часть рудных, нерудных и угольных карьеров при наклонном и крутом падении залежей. Карьеры в этом случае постепенно углубляются, и конечная глубина их может достигать сегодня 800–1000 и более метров.

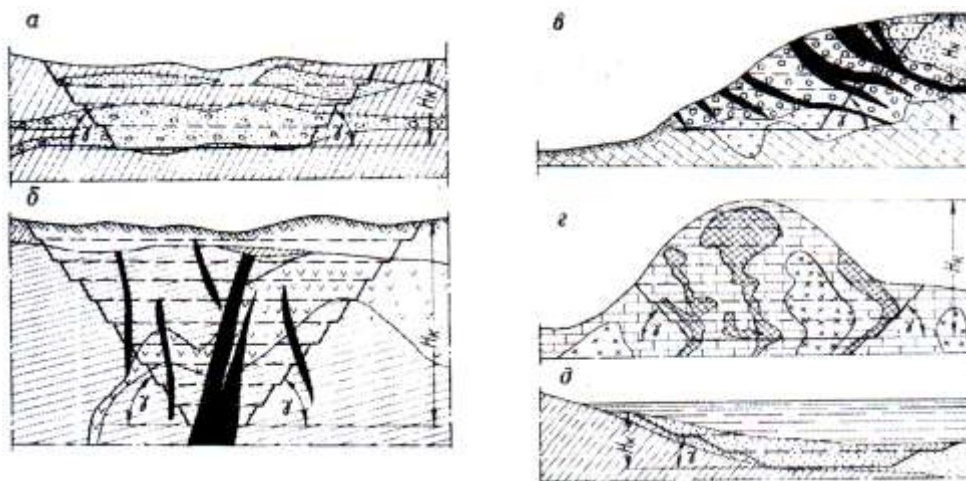


Рис. 1.6.1. Открытые разработки:
 а – поверхностные; б – глубинные; в – нагорные;
 г – нагорно-глубинные; д – подводные

Разработки нагорного вида. Разрабатываются различные виды полезных ископаемых. Залежи расположены значительно выше господствующего уровня поверхности.

Разработки нагорно-глубинного вида. Это разработки производятся при сложном рельефе поверхности.

Разработки подводного вида. Залежи в этом случае располагаются под водой. Покрывающие породы обычно небольшой мощности. Это разработки в поймах рек, на дне озер, со дна морей и океанов.

Каждый из указанных видов открытых разработок отличается подготовкой месторождений к эксплуатации, порядком разработки, расположением отвалов и комплексной механизацией горных работ.

1.7. КАРЬЕР И ЕГО ПАРАМЕТРЫ

Карьером, в хозяйственном значении, называют горное предприятие, осуществляющее открытую разработку месторождения. В *техническом* отношении карьер – это совокупность открытых горных выработок, служащих для разработки месторождения. В зависимости от полезного ископаемого и условий его разработки они могут называться разрезами, рудниками, разносами и приисками.

Главными параметрами карьера являются объем горной массы, запасы полезного ископаемого и объем вскрыши, конечная глубина, размеры по поверхности и дну (подошве), углы откосов бортов.

Месторождение или часть его, разрабатываемое одним карьером, называют *карьерным полем*. Карьерное поле – это объемная геометрическая фигура, характеризующаяся размерами в плане и глубиной. Оно входит в состав земельного отвода карьера, в пределах которого размещаются также отвалы, промплощадка и другие сооружения горного предприятия.

Размеры карьерного поля определяют объемы горных работ, промышленные запасы и возможную производственную мощность карьера.

Конечная глубина разработок (H_k) поверхностного вида изменяется незначительно за весь период ведения горных работ. Для разработок глубинного, нагорного и смешанного видов она устанавливается на перспективу при проектировании карьеров.

Размеры дна карьера (длина – l_d и ширина b_d) устанавливаются оконтуриванием залежи на отметке конечной глубины карьера (рис. 1.7.1).

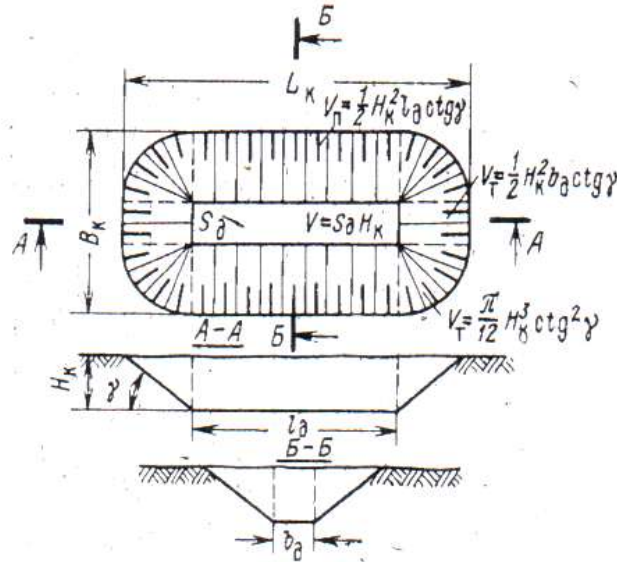


Рис. 1.7.1. Схема к определению размеров карьерного поля

Минимальные размеры дна карьера определяются условиями безопасной выемки и погрузки в транспорт горных пород на нижнем уступе. По ширине, как правило, до 30 м, а по длине, для обеспечения транспортной связи, не менее 100–150 м.

Углы откосов бортов карьера (γ) определяются устойчивостью пород прибортового массива, назначением и конструкцией борта (рис. 1.7.2).

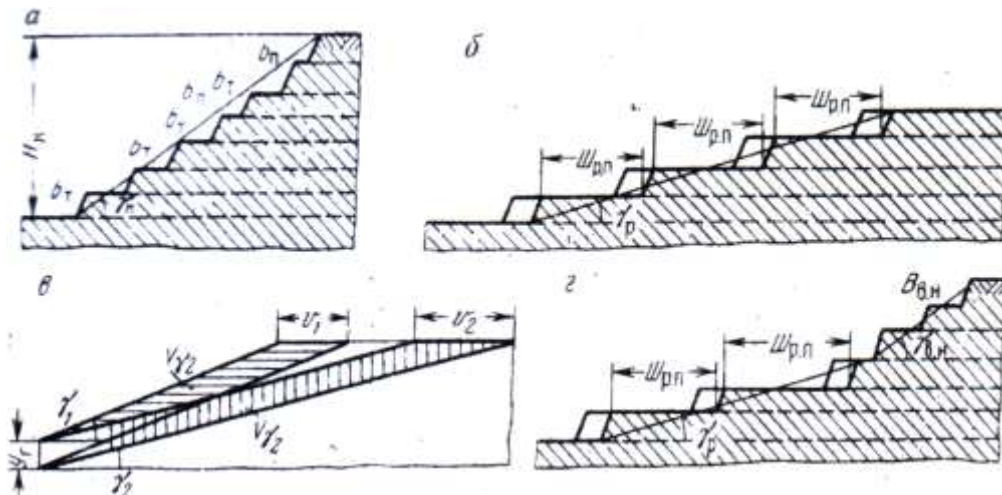


Рис. 1.7.2. Схемы к определению угла откоса бортов карьера

Угол откоса нерабочего борта (γ_n) по глубине зависит от чередования и ширины берм различного назначения (транспортных, предохранительных или безопасности и др.), от углов откосов и высоты уступов (рис. 1.7.2, а):

$$\operatorname{tg} \gamma_n = H_k / \sum (b_t + b_n + H_y \cdot \operatorname{Ctg} \alpha_y),$$

где H_k – глубина карьера, м; H_y – высота уступа, м; b_t, b_n – ширина соответственно транспортных берм (или съездов) и предохранительных берм, м; α_y – устойчивый угол откоса уступа, град.

По аналогичной формуле определяется угол нерабочего борта в торцах карьера (γ_t), углы погашения горных работ со стороны висячего и лежащего боков залежи, угол временно нерабочего борта.

Подобным выражением характеризуется угол заложения рабочего борта карьера (рис. 1.7.2, б):

$$\operatorname{tg} \gamma_p = H_y / \sum (Ш_{pp} + H_y \cdot \operatorname{Ctg} \alpha_p),$$

где $Ш_{pp}$ – ширина рабочей площадки, м; α_p – рабочий угол откоса уступа, град.

При примерно одинаковых значениях величин по глубине карьера, входящих в формулу, угол рабочего борта определяется параметрами одного рабочего уступа.

Размеры карьера в плане по поверхности (по простиранию – L_k и в крест простирания – B_k залежи) определяются размерами залежи и дна карьера, глубиной и углами откосов его бортов, топографией поверхности (см. рис. 1.7.1).

Общий объем горной массы в контурах карьерного поля (V_k) определяет производственную мощность предприятия, срок его существования и др. При равнинном рельефе поверхности достаточно точно величину V_k (см. рис. 1.7.1) можно определить по выражению

$$V_k = S_d \cdot H_k + 0,5P_d \cdot H_d^2 \cdot \operatorname{Ctg} \gamma_{cp} + \pi / 3 \cdot (H_k^3 \cdot \operatorname{Ctg} \gamma_{cp}), \text{ м}^3,$$

где S_d – площадь дна карьера, м^2 ; P_d – периметр дна, м; γ_{cp} – усредненный угол откосов бортов, град.

Объем запасов полезного ископаемого (м^3) в контурах карьера определяется по следующим формулам:

- при разработке горизонтальной залежи с относительно постоянной мощностью

$$V_n = S_d \cdot h_n + 0,5P_d \cdot h_n^2 \cdot \operatorname{Ctg} \gamma_{cp},$$

h_n – нормальная мощность полезного ископаемого, м;

- при разработке наклонных и крутых залежей с относительно постоянной мощностью

$$V_n = m_r \cdot L_d \cdot (H_k - h_n) - (S_1 + S_2) \cdot L_d,$$

где m_r – горизонтальная мощность пласта, м; S_1, S_2 – соответственно площади оставляемого со стороны висячего и лежащего боков полезного ископаемого при расположении дна карьера внутри пласта, м^2 ; h_n – мощность наносов, м.

Величина запасов полезного ископаемого в тоннах определяется с учетом его плотности $\rho_{и}$

$$Q = V_{и} \cdot \rho_{и}, \text{ т.}$$

Объем вскрыши в контурах карьера определяется по формуле

$$V_{в} = V_{к} - V_{и}, \text{ м}^3.$$

Площадь карьерного поля по поверхности приближенно составляет

$$S_{к} = k \cdot L_{к} \cdot B_{к}, \text{ м}^2,$$

где k – коэффициент, учитывающий форму карьерного поля (0,75–0,9).

Производственная мощность карьера обосновывается в зависимости от величины промышленных запасов полезного ископаемого.

Проектная производственная мощность карьера – это максимально возможная расчетная добыча полезного ископаемого установленного качества в год (млн. т или тыс. т).

Для обоснования производственной мощности промышленные запасы полезного ископаемого взаимоувязываются со сроками физического и морального износа основных зданий и сооружений (амортизацией $T_a = 20$ – 60 и более лет) для предприятий большой и средней мощности или же с амортизацией основного горнотранспортного оборудования ($T_a = 8$ – 20 лет) для разрезов малой мощности. Полный срок эксплуатации карьера определяется с учетом периодов освоения (T_o) производственной мощности и затухания горных работ ($T_з$):

$$T_э = T_a + T_o + T_з, \text{ лет.}$$

Продолжительность освоения производственной мощности составляет по нормативам период от 9 до 24 месяцев. Период затухания горных работ обычно принимается равным сроку освоения производственной мощности.

Определив запасы полезного ископаемого и срок эксплуатации карьера, рассчитывается проектная производственная мощность

$$A_{г} = Q / T_a, \text{ млн. т (тыс. т).}$$

По форме и размерам различают *обширные*, *вытянутые* и *округлые* карьерные поля (рис. 1.7.3).

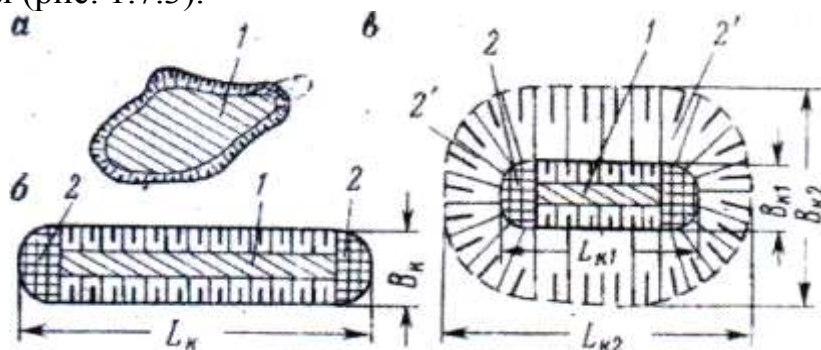


Рис. 1.7.3. Типы карьерных полей по форме и размерам:

- а – обширные; б – вытянутые; в – округлые;
- 1 – дно карьера; 2 – торцевые части карьера

Это подразделение принимается в зависимости от соотношения объема карьера в целом ($V_{к}$) к объему его торцевых частей ($V_{т}$): карьерные поля от-

носят к вытянутым, если V_T составляет не более $(0,15-0,20)V_K$. Приблизительно карьерное поле можно считать вытянутым при отношении его длины к ширине по поверхности не менее 4 : 1.

Вытянутые имеют большие размеры по простиранию, в несколько раз превышающие размеры в крест простирания залежи. Такие карьеры характерны для месторождений глубинного вида.

Обширные поля соответствуют поверхностному виду открытых разработок со сравнительно мало отличающимися размерами в плане.

Округлые карьерные поля характерны для штокообразных залежей большой глубины разработки.

Виды карьерных полей различаются также по соотношению размеров карьерных полей и месторождения и последовательности ввода первых в разработку (рис. 1.7.4).

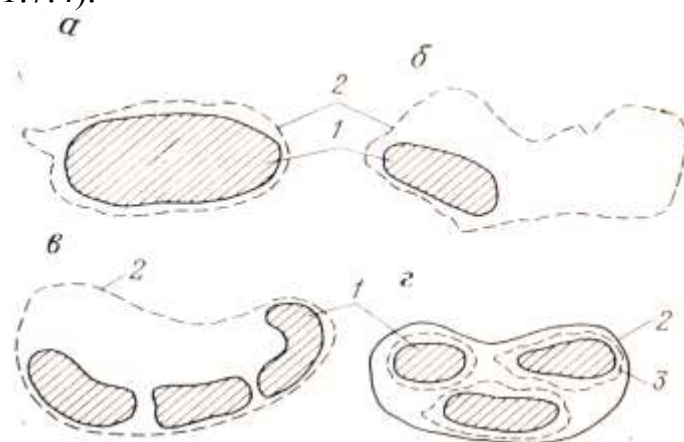


Рис. 1.7.4. Виды карьерных полей:

1 – контур отдельного карьерного поля; 2 – контур месторождения; 3 – контур участка

Карьерное поле охватывает все месторождение – размеры и форма поля в плане определяются размерами и формой залежи, условиями развоза бортов (рис. 1.7.4, а).

Карьерное поле охватывает только часть месторождения (рис. 1.7.4, б), отведенную для первоочередной разработки. Размеры поля определяются производственной мощностью и сроком его существования.

Карьерное поле входит в группу одновременно эксплуатируемых карьерных полей, на которые раскроено данное месторождение (рис. 1.7.4, в). Это возможно, когда создание одного карьера большой мощности невозможно или нецелесообразно на одном месторождении.

Карьерное поле состоит из отдельных участков (рис. 1.7.4, г). Такие случаи встречаются при разработке месторождений, расчлененных на независимые части.

1.8. КОЭФФИЦИЕНТЫ ВСКРЫШИ И ГРАНИЦЫ КАРЬЕРА

Для количественной оценки объемов вскрышных работ используется специальный показатель, называемый *коэффициентом вскрыши*. Он показывает, сколько вскрышных пород требуется удалить, чтобы добыть единицу

полезного ископаемого. В зависимости от единиц измерения различают весовой (т/т), объемный ($\text{м}^3/\text{м}^3$) и смешанный ($\text{м}^3/\text{т}$) коэффициент вскрыши.

В практике проектирования и эксплуатации карьеров используются средний, текущий, контурный, граничный, плановый и другие коэффициенты вскрыши.

Средний коэффициент вскрыши равен отношению объема вскрыши V_B к объему полезного ископаемого $V_{\text{и}}$ в конечных контурах карьера, т. е.

$$K_{\text{ср}} = V_B / V_{\text{и}}.$$

Если запасы полезного ископаемого определены по данным геологической разведки, средний коэффициент вскрыши называется *средним геологическим*. Если при расчете среднего коэффициента использованы промышленные запасы, он называется *средним промышленным*. В период строительства карьера удаляется строительный объем вскрыши $V_{\text{вс}}$ и ведется попутная добыча полезного ископаемого $V_{\text{ис}}$. Коэффициент вскрыши, определенный за вычетом этих объемов, называется *средним эксплуатационным*, т. е.

$$K_{\text{ср.э}} = (V_B - V_{\text{вс}}) / (V_{\text{и}} - V_{\text{ис}}).$$

При горизонтальном залегании полезного ископаемого, значительных размерах карьера в плане, выдержанной мощности вскрыши h_B и полезного ископаемого $h_{\text{и}}$ средний коэффициент вскрыши вычисляется по формуле

$$k_{\text{ср}} = h_B / h_{\text{и}}.$$

Текущий коэффициент вскрыши k_T равен отношению объема вскрыши $V_{\text{вт}}$ перемещенному из карьера или в его границах за период времени (год, квартал, месяц) к объему полезного ископаемого $V_{\text{ит}}$, добытого за тот же период времени, т. е.

$$k_T = V_{\text{вт}} / V_{\text{ит}}.$$

В отличие от среднего коэффициента вскрыши, текущий коэффициент вскрыши изменяется как по годам, так и по месяцам года (летом он, как правило больше, чем в другие сезоны).

Контурный коэффициент вскрыши k_K равен отношению объема вскрыши $V_{\text{вк}}$ к объему полезного ископаемого $V_{\text{ик}}$, извлекаемого при изменении конечных контуров карьера, т. е.

$$k_K = V_{\text{вк}} / V_{\text{ик}}.$$

Граничный коэффициент вскрыши $k_{\text{гр}}$ характеризует удельный максимальный объем перемещаемых вскрышных пород на единицу полезного ископаемого, при котором затраты на добычу открытым способом C_0 не превышают аналогичных затрат при подземном способе $C_{\text{п}}$. Затраты на добычу открытым способом определяются по формуле

$$C_0 = C_{\text{сд}} + k_T \cdot C_{\text{в}},$$

где $C_{сд}$ – затраты на добычу 1 т или 1 м^3 полезного ископаемого без учета затрат на вскрышные работы (затраты на собственно добычу), руб.; $C_{в}$ – затраты на разработку 1 м^3 вскрышных пород, руб.; $k_{т}$ – текущий коэффициент вскрыши, $\text{м}^3/\text{м}^3$ ($\text{м}^3/\text{т}$).

Открытые горные работы целесообразны при соблюдении условия

$$C_0 \leq C_{п.}$$

Так как максимально допустимый текущий коэффициент равен граничному коэффициенту вскрыши, то

$$C_0 + k_{гр} \cdot C_{в} \leq C_{п.}$$

Тогда

$$k_{гр} \leq (C_{п.} - C_0) / C_{в.}$$

Значения коэффициентов вскрыши являются важными показателями открытых горных работ. Они служат для определения экономически эффективных границ открытых горных работ и предельной глубины карьера при разработке наклонных и крутых залежей, а также для планирования производительности карьера и себестоимости полезного ископаемого (плановый коэффициент вскрыши).

Конечная глубина карьера устанавливается на основании сравнения полной себестоимости единицы добычи полезного ископаемого открытым способом и преискурантной его стоимости в данном районе, т. е. когда они сравниваются, открытая добыча прекращается. Это является критерием установления расчетной границы открытых горных работ, т. е. глубины карьеров наклонных и крутых месторождений и мощности вскрыши для горизонтальных и пологих месторождений. Это условие выражается формулой

$$C_{п.} \leq C_0 = C_{сд} + k_{гр} \cdot C_{в.}$$

Контурный коэффициент вскрыши с увеличением глубины постоянно растет и на границе открытого способа разработки равен граничному:

$$k_{к} = k_{гр} = (C_{п.} - C_{сд}) / C_{в.}, \text{ м}^3/\text{м}^3.$$

Для этих условий можно раскрыть это выражение:

$k_{гр} = (C_{п.} - C_0) / C_{в.} = k_{к} = [H_{к} \cdot (C_{тг} \gamma_{л} + C_{тг} \gamma_{в}) + m] / (M - m), \text{ м}^3/\text{м}^3$,
где M – суммарная горизонтальная мощность свиты пластов, м; m – суммарная горизонтальная мощность прослоек пород в пластах, м; $H_{к}$ – конечная глубина карьера, м.

Решая это уравнение относительно искомой глубины $H_{к}$, получим аналитическое выражение:

$$H_{к} = [k_{гр} \cdot (M - m) - m] / (C_{тг} \gamma_{л} + C_{тг} \gamma_{в}), \text{ м.}$$

При наличии пласта однородного строения эта формула примет вид:

$$H_{к} = k_{гр} \cdot M / (C_{тг} \gamma_{л} + C_{тг} \gamma_{в}), \text{ м.}$$

При разработке наклонных и пологих месторождений, лежащий бок не имеет разноса и за угол $\gamma_{\text{л}}$ принимается угол падения залежи.

При разработке мощных залежей возможна их отработка на дополнительную глубину без разноса бортов по породе:

$$H_{\text{д}} = (M - D) / (\text{Ctg } \gamma_{\text{л}} + \text{Ctg } \gamma_{\text{в}}), \text{ м.}$$

При проектировании карьеров для разработки сложно залегающих месторождений используется графоаналитический метод определения контурного коэффициента вскрыши для каждого маркшейдерского профиля карьерного поля. Конечную глубину карьера находят приравниванием граничного и контурного коэффициентов вскрыши отдельно по каждому профилю и усредняют по близлежащим профилям из условия возможности заезда транспорта.

Размеры конечного контура карьера на отметке земной поверхности устанавливаются в соответствии с формой и размерами залежи, дна карьера, глубиной и углами откоса бортов карьера.

Длина карьера по дну определяется длиной залежи или ее части и по условию заезда транспорта составляет не менее 100–150 м. Длина карьера по поверхности, при отсутствии каких-либо естественных ограничений, из условий рациональной работы транспорта принимается в пределах 3–5 км.

Ширина карьера по дну при использовании прямых лопат должна быть не менее 20–30 м, а по поверхности в зависимости от типа месторождения достигает 2–4 км.

Современные карьеры имеют глубину разработки до 300–600 м, а разработанные проекты предусматривают в ряде случаев глубину карьеров в 900–1000 м.

1.9. ПЕРИОДЫ И ПРОИЗВОДСТВЕННЫЕ ПРОЦЕССЫ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ

Разработка месторождений полезных ископаемых открытым способом включает 4 основных периода:

1. *Подготовительный.* В этот период производится подготовка поверхности месторождения к строительству карьера (вырубка леса, удаление кустов, отвод ручьев и рек и т. д.), строительство линий электропередачи и связи, транспортных коммуникаций, монтажной площадки и др. работы.

2. *Строительный.* В этот период создается первоначальный фронт добычных и вскрышных работ, обеспечивающий планомерную отработку месторождения и безопасность ведения горных работ. В задачи этого периода входят проведение специальных горных выработок, удаление определенного объема горной массы из карьера и строительство транспортных коммуникаций, обеспечивающих доступ к рабочим горизонтам.

Горные работы первого и второго периодов называются капитальными, финансируются и контролируются банком в соответствии со сметой капи-

тальных затрат. По окончании второго периода карьер сдается в эксплуатацию и начинает функционировать как производственная единица.

3. *Эксплуатационный.* Горные работы этого периода подразделяются на вскрышные работы, обеспечивающие доступ к полезному ископаемому и добычные работы, заключающиеся в извлечении полезного ископаемого.

4. *Рекультивация.* В течение этого периода осуществляются работы по восстановлению земель, нарушенных горными работами.

Основными при открытой разработке месторождений являются горно-капитальные, вскрышные и добычные работы. Целью этих работ является выемка определенного объема пород из массива, а их содержание и объем определяются рядом производственных процессов, которые характеризуются технологией и применением определенного оборудования.

Производственными процессами, определяющими характер открытых горных работ, являются подготовка горных пород к выемке, выемочно-погрузочные работы, перемещение горной массы, отвалообразование вскрышных пород и складирование добытого полезного ископаемого. Ведущими процессами, определяющими основную долю затрат в себестоимости добычи полезного ископаемого, являются экскавация и транспортирование горной массы.

Работы, связанные с обеспечением нормальных и безопасных условий выполнения основных производственных процессов на карьере, называются вспомогательными. К ним относятся передвижка ж.д. путей, линий связи, электроснабжения, ремонт транспортных коммуникаций, доставка материалов, запчастей, зачистка вскрытого полезного ископаемого, оборка уступов от кусков породы и др.

Все производственные процессы взаимосвязаны и составляют звенья единого непрерывного технологического комплекса открытых горных работ.

1.10. ПОНЯТИЯ О РАЗВИТИИ ГОРНЫХ РАБОТ

Для планомерной разработки пород и рационального использования горного и транспортного оборудования карьерное поле разделяют на отдельные выемочные слои или *уступы*, в большинстве случаев отрабатываемые *горизонтально* (рис. 1.10.1).

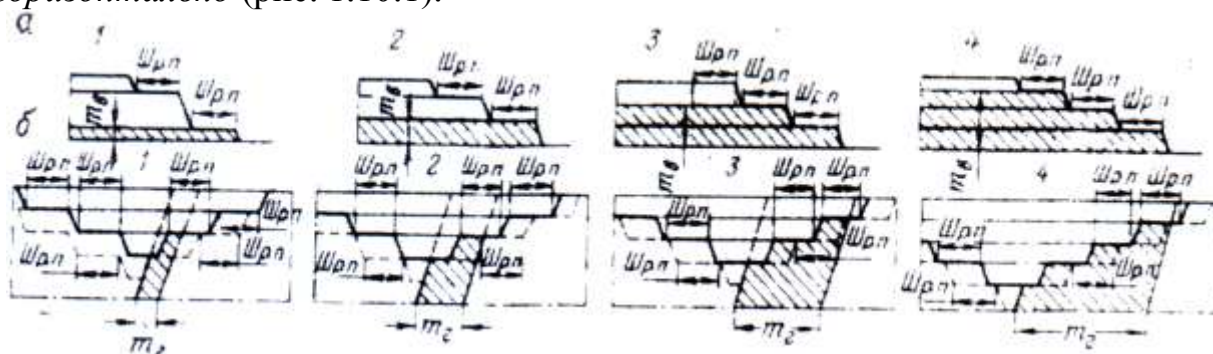


Рис. 1.10.1. Разработка месторождений горизонтальными слоями: а – горизонтальных; б – наклонных и крутопадающих; 1, 2, 3, 4 – соответственно залежи весьма малой, малой, средней мощности и мощные

Как видно из рис. 1.10.1, число уступов по вскрыше и добыче в профиле карьерного поля зависит от мощности залежи, угла ее падения, трудности разработки пород, применяемых выемочно-погрузочных и транспортных средств.

Часто на пологих залежах разработку ведут уступами, но *наклонными слоями* (рис. 1.10.2, а). В ряде случаев при разработке наклонных и крутопадающих месторождений разработку ведут *крутыми* (более 25–30°) *слоями* (рис. 1.10.2, б). Такая разработка обеспечивает откосы рабочих бортов карьера с большим углом их наклона и сокращает текущие объемы вскрышных работ, но в ряде случаев усложняет схему вскрытия и увеличивает объемы вскрытия горизонтов.

Таким образом, *уступ* является одним из важнейших *элементов* открытой разработки, а основным его параметром является высота.

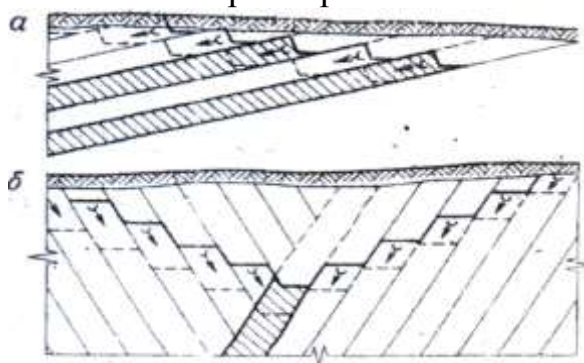


Рис. 1.10.2. Разработка месторождений наклонными и крутыми слоями

Высота уступа является рациональной, если обеспечиваются: безопасность горных работ, высокая производительность оборудования, минимальные объемы вспомогательных работ, установленные объемы добычных и вскрышных работ и минимальные затраты на них. А для добычных уступов, кроме того еще и минимум потерь полезного ископаемого и минимальное его разубоживание (перемешивание) с породой в процессе добычи.

Высота уступа непосредственно влияет целый на ряд общекарьерных показателей: объемы и сроки строительства предприятия; скорость продвижения фронта и темп углубки горных работ, а значит и производительность карьера; протяженность фронта работ и внутрикарьерных дорог; угол откоса рабочих и нерабочих бортов; качество добываемого полезного ископаемого.

В мягких породах устойчивость уступов имеет решающее значение. По правилам безопасности высота уступа в них не должна превышать максимальной высоты черпания экскаватора:

$$H_y < H_q^{\max},$$

где H_q^{\max} – максимальная высота черпания экскаватора, м.

В ряде случаев при отработке таких пород в верхней части уступов образуются «kozyрьки», «нависи» и возможно обрушение их в забой. В этом случае либо уменьшают высоту уступа до 0,8–0,9 максимальной высоты черпания либо принимают специальные меры для оборки верхней части уступов

с помощью, например, бульдозера с прицепленным к нему на канате противовесом, специальных клиньев вставляемых в ковш экскаватора и др.

Высота уступа в полускальных и скальных породах при бурении вертикальных скважин не должна превышать максимальной высоты черпания экскаватора более чем в 1,5 раза. Лишь при бурении наклонных скважин, с разрешения Ростехнадзора, допускается высота уступа, превышающая полуторную максимальную высоту черпания экскаватора.

При разработке сложноструктурных месторождений значения потерь и разубоживания полезного ископаемого практически прямо пропорциональны высоте добычного уступа, поэтому в зависимости от мощности пластов и углов их падения, с целью увеличения полноты и чистоты выемки, целесообразно делить добычные и смешанные (породо угольные) уступы на подуступы: 2, 3 и т. д.

Важно отметить также следующее: темп углубки горных работ прямо пропорционален скорости проведения траншей; скорость проведения разрезных траншей обратно пропорциональна высоте уступа; чем больше высота уступа, тем меньше возможная производственная мощность карьера по полезному ископаемому. В тоже время, объемы вскрышных работ уменьшаются с увеличением высоты уступа в результате сокращения числа рабочих уступов и увеличения угла откоса рабочего борта карьера, а значит, снижается и себестоимость добываемого полезного ископаемого.

Фронт горных работ на уступе обуславливается положением разрезных траншей и не может выбираться произвольно.

Фронт работ уступа различается по следующим основным признакам:

1. *По расположению:*

а) Фронт работ расположен вдоль длинной оси карьерного поля (рис. 1.10.3, а). Протяженность фронта и длина транспортных коммуникаций при этом значительна, а скорость подвигания относительно мала. Существуют благоприятные условия для отдельной выемки полезного ископаемого и создания значительных вскрытых запасов, имеются большие резервы повышения интенсивности разработки и мощности карьера. Однако объем горнокапитальных работ при строительстве карьера значителен.

б) Фронт горных работ расположен вдоль короткой оси карьерного поля (рис. 1.10.3, б). В этом случае протяженность фронта горных работ и транспортных коммуникаций относительно мала, а скорость его подвигания велика. Возможности увеличения производственной мощности, отдельной выемки, создания больших вскрытых запасов полезного ископаемого ограничены. Такое положение фронта обеспечивает небольшие строительные объемы, но усложняет схему вскрытия горизонтов и увеличивает объем строительства транспортных коммуникаций.

в) Фронт работ расположен концентрически (рис. 1.10.3, в, г). При этом протяженность фронта, длина транспортных коммуникаций постоянно изменяются. Обеспечивается высокий темп углубки горных работ. Но такое рас-

положение фронта возможно лишь при разработке массивных или штокообразных тел полезного ископаемого.

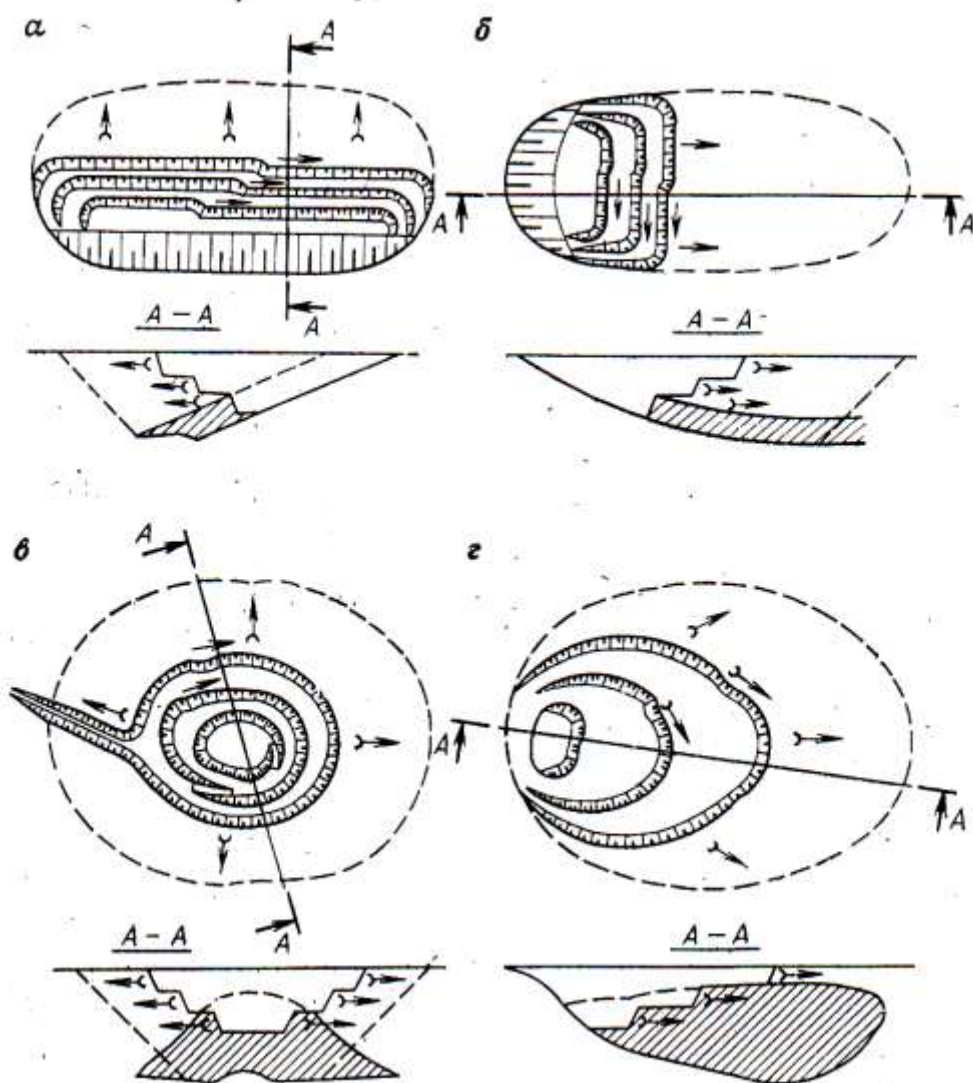


Рис. 1. 10. 3. Расположение фронта горных работ

2. По структуре фронт горных работ на уступе может быть: однородный (или по породам или по полезному ископаемому); разнородный или смешанный (и по породе и по полезному ископаемому); сложноразнородный (на рудных карьерах часто невозможно четко отделить пустую породу от руды).

3. По направлению перемещения горной массы (рис. 1.10.4):

- с поперечным перемещением горной массы – при складировании вскрышных пород в выработанное пространство (рис. 1.10.4, а);
- с продольным перемещением горной массы – при перемещении ее из забоев средствами карьерного транспорта (рис. 1.10.4, б).

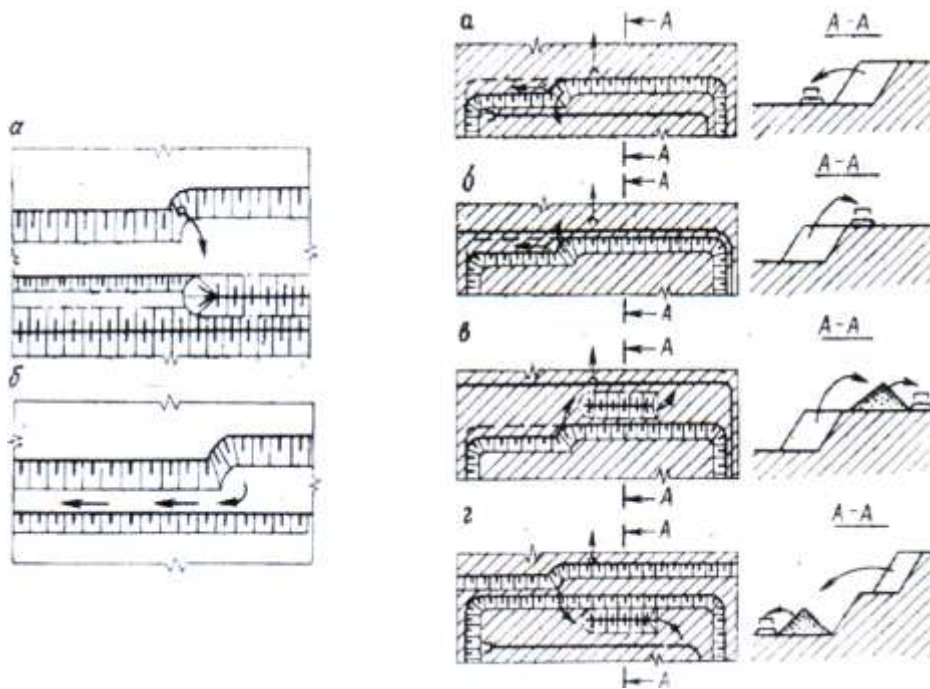


Рис. 1.10.4. Направление перемещения и порядок погрузки горной массы

4. По порядку погрузки горной массы:

- нижняя погрузка горной массы на горизонте установки выемочно-погрузочного оборудования (рис. 1.10.4, в) – обеспечивает наиболее производительное использование оборудования;
- верхняя погрузка горной массы (рис. 1.10.4, г) – целесообразна при проведении траншей, работе в обводненных забоях;
- верхняя экскаваторная перевалка горной массы (рис. 1.10.4, д) – целесообразна, когда затруднительно устройство транспортных коммуникаций на подошве разрабатываемого уступа;
- нижняя экскаваторная перевалка горной массы (рис. 1.10.4, е) – целесообразна для уменьшения высоты уступа, улучшения работы транспорта и т. д.

5. По числу транспортных грузовых выходов:

- одинарный фронт имеет один грузовой транспортный выход с уступа;
- сдвоенный фронт – имеется два грузовых транспортных выхода с уступа. В редких случаях возможен строенный фронт.

6. По характеру движения транспортных средств различают:

- тупиковый фронт (с возвратным движением транспорта, т. е. имеется один транспортный выход, как для подачи транспорта, так и выдачи грузов);
- сквозной фронт – с поточным движением транспорта и двумя транспортными выходами (отдельно для подачи транспорта и выдачи грузов).

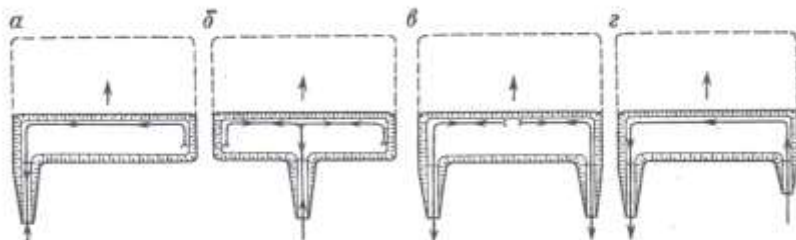
7. По положению транспортного выхода:

- фланговый фронт, если транспортный выход расположен на фланге фронта уступа (рис. 1.10.5, а), двухфланговый, если на флангах фронта уступа (рис. 1.10.5, в, г);

- центральный фронт, если транспортный выход расположен в центре фронта уступа (рис. 1.10.5, б);

- смешанный, с центральной и фланговыми траншеями.

Как было сказано выше, фронт горных работ в выемочном слое может располагаться вдоль длинной, вдоль короткой оси карьера и концентрически.



1.10.5. Положения транспортных выходов с уступа

Направление развития горных работ зависит от расположения фронта в выемочном слое и может происходить (рис. 10.6):

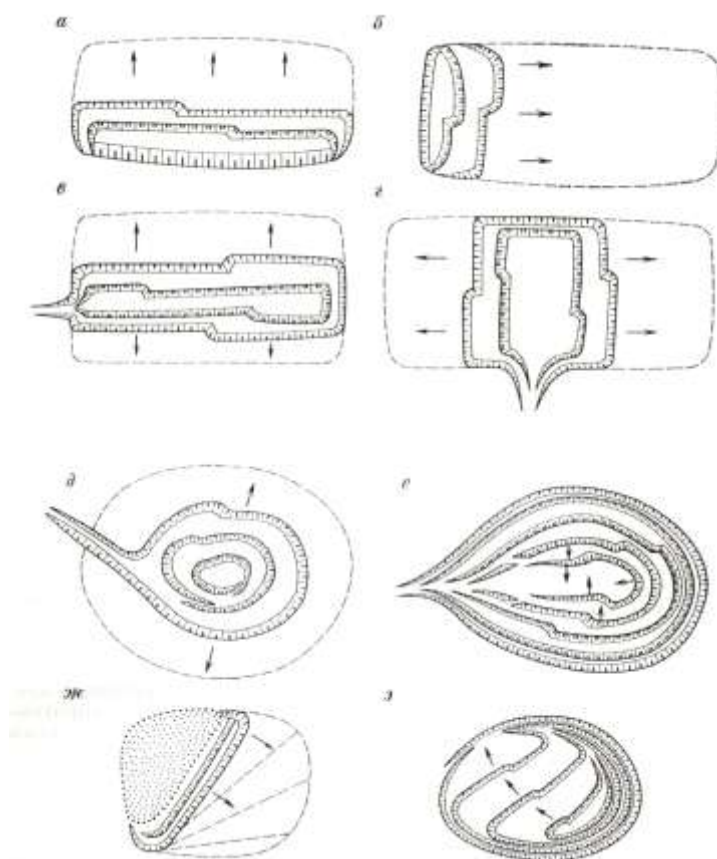


Рис. 1.10.6. Расположение и порядок перемещения фронта горных работ

- параллельно длинной или короткой оси карьерного поля от одной его границы к другой, противоположной. В этом случае карьер имеет один рабочий борт, а второй является нерабочим (однобортная выемка, рис. 1.10.6, а, б). Такое направление развития горных работ характерно при разработке горизонтальных и пологих и наклонных месторождений;

- параллельно длинной или короткой оси карьера от промежуточного положения между границами выемочного слоя к его контурам (двухбортная

выемка, рис. 1.10.6, в, г). В этом случае оба борта являются рабочими. Это характерно при разработке крутопадающих месторождений;

- при концентрическом расположении фронта горных работ в выемочном слое направление развития горных работ может происходить:

- радиально, от центра карьера к его контурам (рис. 1.10.6, д);

- по спирали, начиная с периферийных участков карьерного поля к центру (рис. 1.10.6, е);

- по вееру (рис. 1.10.6, ж, з).

Развитие горных работ параллельно длинной оси карьера называется *продольным*, а параллельно короткой оси *поперечным*. Основным различием продольного и поперечного развития фронта горных работ является возможность внутреннего отвалообразования в выработанном пространстве карьера. При продольном развитии горных работ внутреннее отвалообразование в процессе работы карьера возможно только при горизонтальном и пологом залегании месторождения. При поперечном – при любом угле падения.

1.11. ГОРНО-ГЕОМЕТРИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ КАРЬЕРА

Горно-геометрический анализ карьера, как необходимый метод рассмотрения перспективы его развития в пространстве на длительный период времени, предложен акад. В. В. Ржевским в 50-х годах XX века. Метод, предложенный В. В. Ржевским, состоял в назначении мест заложения капитальных и разрезных траншей (вариантов вскрытия). Для каждого из вариантов вскрытия на основе материалов геологической разведки (планов или профилей) рассматривалось возможное развитие горных работ в пространстве. Затем для каждого из этих вариантов определялись основные показатели работы карьера (объемы добычи полезного ископаемого и вскрыши, коэффициенты вскрыши, а также, при необходимости, скорости подвигания, протяженности фронта и темпа углубки горных работ и др.). Все основные показатели работы карьера определялись в зависимости от геометрических параметров карьера (глубины, длины или ширины). Указанные показатели сравнивались между собой и, по определенным критериям выбирался наилучший вариант развития горных работ.

Для анализа *горизонтальных* и *пологих* залежей геологической основой геометрического анализа карьерного поля служит топографический план поверхности с нанесенными границами карьера и изогипсами мощностей полезного ископаемого и вскрышных пород в одном стандартном масштабе.

На план наносится первоначальное положение фронта работ для каждого из вариантов развития горных работ. Параллельно этому положению на план наносятся последующие положения горных работ, делящие карьерное поле на этапы. Число этих положений достаточно 5–6 при выдержанной мощности полезного ископаемого и вскрыши и достигает 15 и более при невыдержанной их мощности. Расстояния между положениями фронта принимаются в пределах 200–400 м (см. рис. 1.11.1, этапы I, II, III, ..., VIII).

В сложных условиях сильно пересеченного рельефа поверхности карьера или значительных изменений мощности полезного ископаемого каждый этап, заключенный между параллельными положениями фронта горных работ может дополнительно делиться по длине на равные участки, длиной 50–100 м. Определяются величины изомощности вскрыши и полезного ископаемого для каждого из этих этапов (или сначала участков, а затем этапов). Отношение этих сумм показывает коэффициент вскрыши при перемещении фронта горных работ для каждого из вариантов развития горных работ.

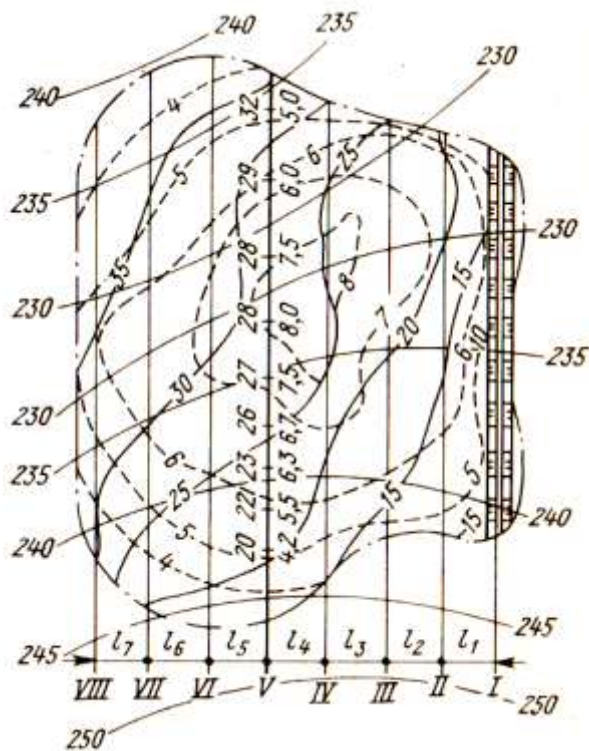


Рис. 1.11.1. Положения фронта горных работ для горно-геометрического анализа карьера

Все полученные данные сводятся в таблицы, при этом:

- действительные расстояния между соседними положениями горных работ измеряется на плане и рассчитывается через масштаб;
- объемы вскрыши и полезного ископаемого определяются как произведение средних изомощностей по каждому участку и длины самого участка (50–100 м);
- объем вскрыши и полезного ископаемого в этапе определяются по сумме объемов участков, как средние величины.
- общий объем вскрыши и полезного ископаемого определяется как сумма объемов этапов;
- средний коэффициент вскрыши определяется как частное от деления общего объема вскрыши на общий объем полезного ископаемого;
- текущий коэффициент вскрыши рассчитывается через отношение объемов вскрыши и полезного ископаемого каждого этапа;
- длина фронта горных работ для каждого его положения измеряется на плане и через масштаб определяется его действительная величина.

Геологической основой для геометрического анализа карьерного поля для *наклонных* и *крутопадающих* залежей служат типичные поперечные сечения залежи в границах карьерного поля в соответствующих масштабах, характеризующих отдельные геологические блоки карьерного поля по длине.

В соответствии с проектом на каждое типичное поперечное сечение наносятся конечные контуры карьера.

На равном расстоянии друг от друга по глубине проводятся параллельные горизонтальные линии, положение которых по высоте соответствует этапам разработки залежи. Вертикальное расстояние между этими горизонтальными линиями принимается равной или двойной, тройной высоте уступа. Каждому этапу присваивается порядковый номер сверху вниз и абсолютные отметки горизонтов.

На горизонте каждого этапа вычерчивается основание разрезной траншеи на контакте с висячим боком залежи, а из крайних точек основания разрезных траншей проводятся линии откосов рабочих бортов карьера до пересечения с поверхностью карьерного поля или с откосами бортов карьера в его конечном контуре (рис. 1.11.2).

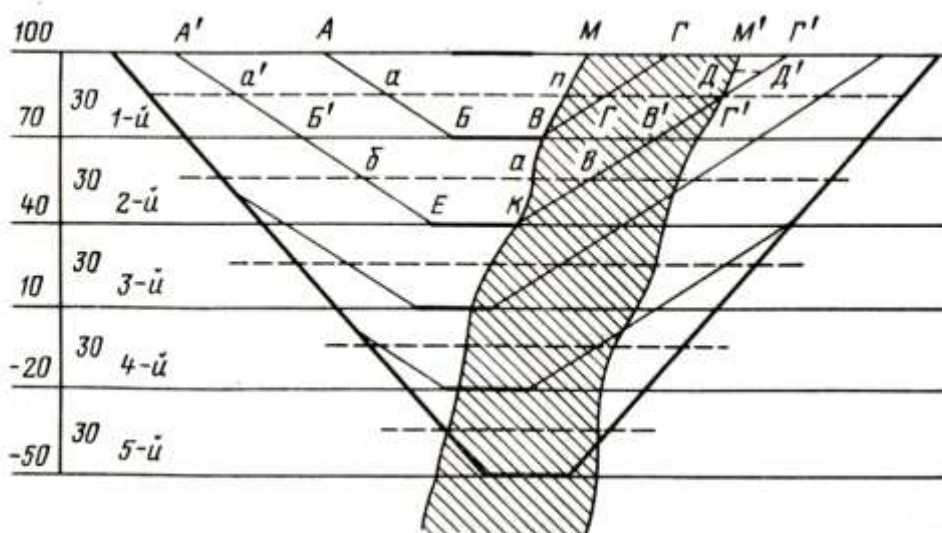


Рис. 1.11.2. Поперечное сечение залежи, подготовленное для горно-геометрического анализа

Определяются площади вскрыши и полезного ископаемого для каждого этапа на каждом типичном геологическом блоке с помощью, например, вписывания простых геометрических фигур. Умножением этих площадей на длину типичного геологического блока, получают объемы вскрыши и добычи для каждого этапа. Сложение этих объемов по соответствующим горизонтам дает поэтапные объемы в целом по карьере. Сложение поэтапных объемов карьера дает объемы вскрыши и добычи в целом по карьере, а их отношение коэффициент вскрыши на горизонте. Отношение поэтапных объемов вскрыши и добычи в карьере дает значения текущих коэффициентов вскрыши.

Отмечая положения этапов на плане выходов пластов под наносы с учетом заложения угла и направления их падения, замеряют длину фронта

горных работ по этапам и, с учетом масштаба плана, определяют его действительную величину.

1.12. ГРАФИКИ РЕЖИМА И КАЛЕНДАРНЫЕ ГРАФИКИ ГОРНЫХ РАБОТ

По определению акад. В. В. Ржевского, режим горных работ – это установленная проектом *последовательность выполнения объемов вскрышных и добычных работ в пространстве*, обеспечивающая планомерную, безопасную и экономически эффективную разработку месторождения *за весь период существования карьера*.

Динамика извлечения объемов определяется геологическими факторами: углом падения залежи, пликативным изменением мощности вскрыши и полезного ископаемого по мере подвигания фронта горных работ, наличием различных разрывных геологических нарушений и др.

Экономические результаты открытой разработки месторождений полезных ископаемых зависят, в конечном счете, от себестоимости добытого полезного ископаемого, в определении которой основное значение имеет текущий коэффициент вскрыши. Поэтому информация о динамике извлекаемых объемов на перспективу совершенно необходима для правильного планирования развития горных работ на различные горизонты времени, обоснования парка горного и транспортного оборудования, трудовых ресурсов и т. д.

Режим горных работ карьера считается установленным, если в известных конечных контурах карьера, определено первоначальное положение фронта работ на горизонтах, направление развития горных работ, производительность по полезному ископаемому и вскрыше. Изменяя первоначальное положение фронта работ и направление его перемещения, можно получить различные варианты режимов горных работ с различной динамикой извлекаемых объемов за период существования карьера. Анализируя эти варианты и выполнив их технико-экономическую оценку, можно выбрать наиболее рациональный режим горных работ, обеспечивающий наиболее экономичную разработку месторождения открытым способом.

Построенные на основании горно-геометрического анализа сводные таблицы распределения объемов вскрыши и добычи полезного ископаемого в пространстве карьера являются основой для обоснования рационального режима горных работ. Для горизонтальных и пологих месторождений – это зависимость распределения объемов вскрыши и добычи от линейных параметров карьера, т. е. длины или ширины ($V, Q = f(L, B)$). Для наклонных и крутопадающих месторождений – это зависимость распределения объемов по глубине карьера ($V, Q = f(H)$). Режим горных работ рассматривается не только в табличном, но и для наглядности – в графическом виде (см., например, рис. 1.12.1).

Режим горных работ можно регулировать с помощью изменения угла откоса рабочего борта и переменной интенсификации горных работ на различных участках пространства карьерного поля.

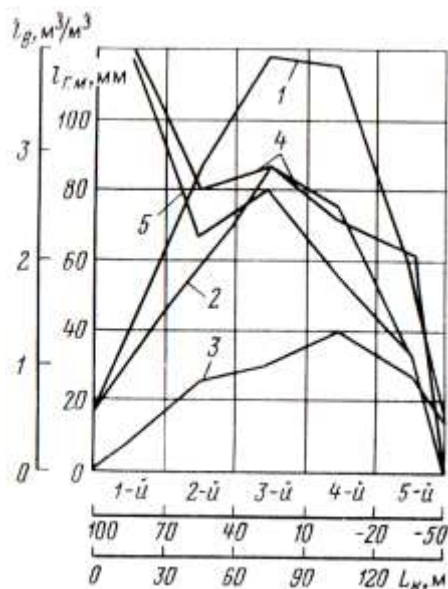


Рис. 1.12.1. График режима горных работ для крутой залежи:
 1 – горная масса; 2 – вскрыша; 3 – полезное ископаемое;
 4 – средний коэффициент вскрыши; 5 – текущий коэффициент вскрыши

Режим горных работ может быть равномерным и неравномерным.

Экономически эффективным является режим горных работ, который обеспечивает максимум общей, приведенной во времени к началу разработки, прибыли от эксплуатации месторождения полезного ископаемого.

При продолжительности работы карьера 8–12 лет (соответствует сроку окупаемости основного горнотранспортного оборудования) экономическая эффективность достигается тем, что разработку ведут с примерно постоянными годовыми объемами вскрыши и добычи. Это означает примерно одинаковое количество техники, одинаковое число рабочих и трудящихся на предприятии (рис. 1.12.2, а).

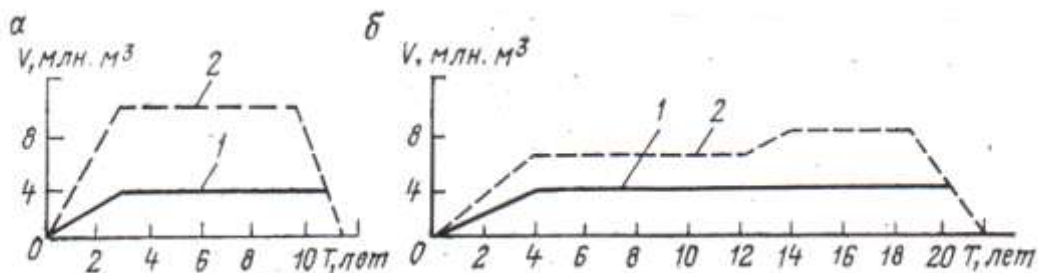


Рис. 1.12.2. Календарные графики режима горных работ:
 а – одноэтапный; б – двухэтапный; 1, 2 – объемы добычных и вскрышных работ

При более длительном сроке существования карьера (20 лет и более) наиболее экономичным является неравномерный режим горных работ. В этом случае весь срок работы карьера разделяется на отдельные периоды или этапы разработки, соответствующие, например сроку окупаемости парка техники (рис. 1.12.2, б) в каждом периоде. Каждый из таких периодов характеризуется постоянным годовым объемом вскрышных и добычных работ и постоянным увеличением объема извлекаемой вскрыши по этапам, при кото-

ром минимальные объемы вскрышных работ приходится на начальные периоды эксплуатации месторождения, а текущий коэффициент вскрыши постоянно увеличивается от этапа к этапу. Такой режим горных работ соответствует общим требованиям развития экономики.

Исследование режима горных работ завершается построением календарного, т. е. по годам, графика изменения во времени извлекаемых объемов вскрыши и полезного ископаемого. По существу, построение этого графика осуществляется в две стадии. На первой стадии с помощью метода горно-геометрического анализа карьерного поля находится и строится рациональный график режима горных работ, показывающий зависимость извлекаемых объемов вскрыши и добычи в границах условно выбранных этапов. На второй стадии, на основе этого графика строится календарный график режима горных работ, который, в свою очередь, является основным документом для расчета календарного плана горных работ карьера. Этапный график режима горных работ трансформируется в календарный следующим образом.

Ниже оси абсцисс в удобном масштабе (обычно по годам) проводится дополнительная ось, где откладываются отрезки, соответствующие срокам отработки запасов полезного ископаемого в границах каждого этапа (t_1 , t_2 и т. д.), определяемые по формуле

$$t_i = Z_{zi} / Q_T, \text{ лет,}$$

где Z_{zi} – запасы полезного ископаемого в границах i -го этапа, т (м^3); Q_T – проектная годовая производительность карьера по полезному ископаемому, м^3 .

Через точки, соответствующие целым годам работы карьера, проводятся линии параллельные оси ординат и на них откладываются в принятом масштабе отрезки, равные годовой производительности карьера по полезному ископаемому в соответствующем году. Соединив эти отрезки линией, получают календарный график добычи полезного ископаемого.

Производительность карьера по вскрыше в границах этапа принимается постоянной и для каждого срока отработки запасов полезного ископаемого на этапе определяется по формуле

$$Q_B = V_{вз} / t_{эт}, \text{ м}^3,$$

где V – объем вскрыши в границах этапа, м^3 ; $t_{эт}$ – срок отработки запасов полезного ископаемого на этапе, годы.

При продольном развитии горных работ (продольной технологии) календарные графики горных работ в зависимости от угла падения залежи имеют различный вид: пиковые объемы вскрыши приходятся на различные периоды времени отработки месторождения. Так, при пологом падении пиковые объемы приходятся на конец отработки месторождения. При крутом падении – ближе к середине периода отработки. При наклонном падении пиковые объемы занимают промежуточное положение между серединой и концом отработки месторождения.

На календарном графике режима горных работ карьера возможно наличие значительных колебаний объемов вскрыши по этапам и, соответ-

ственно, годам отработки. В годы, соответствующие увеличению пиковых нагрузок требуется увеличение рабочего парка оборудования и штата рабочих, а в годы минимальных извлекаемых объемов вскрыши, рабочий парк оборудования частично не используется, а рабочие увольняются. Для устранения или смягчения влияния неравномерности графика на производственную деятельность карьера осуществляется регулирование календарного графика горных работ и преобразования его в календарный план работы карьера. Акад. В. В. Ржевский рекомендует при регулировании календарных графиков стремиться к следующему:

1. При сроке существования карьера соответствующему сроку амортизации основного оборудования целесообразно иметь равномерный график вскрышных работ с ежегодным возрастающим на 4–7 % по годам, извлекаемых объемов вскрыши.

2. При значительном сроке существования (2 и более цикла амортизации основного горного оборудования) целесообразно иметь неравномерный, ступенчатый график вскрышных работ с равномерными объемами вскрыши на каждой ступени и возрастающими объемами вскрыши от ступени к ступени. Продолжительность каждой ступени до 15 лет, а высота должна соответствовать производительности принятого комплекса оборудования.

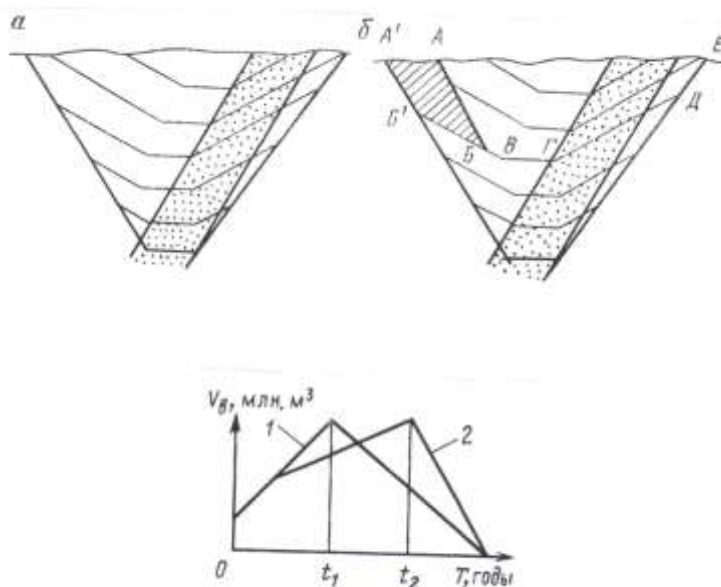


Рис. 1.12.3. Динамика извлекаемых объемов вскрыши при разработке крутой залежи:

а – без разделения на очереди; б – с разделением на две очереди; календарный график вскрышных работ: 1 – без разделения на очереди; 2 – отработка двумя очередями

Регулирование графика вскрышных работ осуществляется, например, более интенсивной отработкой верхних уступов, что обеспечивает перенос части объема вскрышных работ на более ранние годы или же отработкой карьерного поля очередями с временным погашением части вышележащих уступов рабочего борта карьера для переноса части объема вскрыши на более поздние сроки (см. рис. 1.12.3) и др.

1.13. СТРУКТУРА КОМПЛЕКСНОЙ МЕХАНИЗАЦИИ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Комплекс механизации – это качественное (по видам и моделям) и количественное соотношение средств механизации по всем основным и вспомогательным процессам.

Структура комплекса оборудования зависит от числа входящих в него звеньев механизации (числа машин: бурстанков, экскаваторов, транспорта, вспомогательной техники) и способа взаимодействия между звеньями. Звенья комплекса всегда соединяются в технологическую линию, т. е. грузопоток. Таким образом, комплекс оборудования, составляющий структуру комплексной механизации, формируется в карьере по отдельным *грузопотокам*. Число грузопотоков в карьере не менее 2-х, например, для транспортирования вскрышных пород и полезного ископаемого. Отдельные вскрышные грузопотоки выделяются в следующих случаях: при больших масштабах вскрышных работ; значительных размерах карьерных полей; перевозке вскрыши на внешние и внутренние или рассредоточенные отвалы; различных видах транспорта на горизонтах и т. д.

На крупных карьерах отдельные грузопотоки делят их поля на *технологические зоны*. Эти зоны включают в себя обслуживаемую часть рабочей зоны карьера (часть уступов, находящихся в разработке) и нерабочую часть карьера, где располагаются транспортные коммуникации данных грузопотоков. В каждой технологической зоне действуют свои комплексы бурового, погрузочного и транспортного оборудования.

Комплекс оборудования формируется из основного и вспомогательного оборудования отдельных технологических процессов: подготовка пород к выемке; выемочно-погрузочные работы, перемещение горной массы; отвалообразование; складские работы и первичная переработка полезного ископаемого.

Основаниями к выбору оборудования и формирования структур комплексной механизации карьеров служат *природные, технологические и технические, организационные и экономические факторы*.

Из *природных* факторов наибольшее влияние оказывают крепость пород, условия залегания полезного ископаемого, вид и его назначение, топография поверхности карьера и климатические условия.

Из *технологических и технических* факторов – производительность карьера по полезному ископаемому и вскрыше, требования к восстановлению поверхности. Производительность карьера влияет на выбор параметров горных и транспортных машин (емкость ковша, грузоподъемность транспорта, диаметр скважин и др.).

Организационные факторы – это необходимые качественные и количественные взаимосвязи в работе оборудования смежных процессов в комплексе и самих комплексов в динамике развития горных работ.

Из *экономических* факторов на выбор оборудования оказывают влияние капитальные и эксплуатационные затраты.

В целом формирование структур комплексной механизации карьеров базируется на следующих основных положениях.

1. Рациональное качественное и количественное формирование основного и вспомогательного оборудования грузопотоков.

2. Состав машин комплекса с техническими характеристиками, соответствующими характеристикам пород и условиям залегания полезного ископаемого.

3. Обоснованный количественный резерв машин или резерв их производительности.

4. Взаимоувязка мощности, параметров, производительности и числа машин и механизмов основных и вспомогательных производственных процессов.

5. Ведущими машинами технологического процесса, с которыми увязываются параметры, производительность и число машин других звеньев, в том числе и вспомогательных, являются погрузочные и транспортные машины.

Порядок выбора структуры комплексной механизации следующий.

1. Исключаются структуры, которые не могут быть применены в данных условиях по природным и техническим факторам.

2. Из оставшихся структур выбирают наиболее вероятные структуры, которые удовлетворяют природным, технологическим, техническим, организационным факторам.

3. Наиболее вероятные структуры оцениваются по их технико-экономическим показателям.

1.14. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ КОМПЛЕКСОВ ОБОРУДОВАНИЯ

Комплексы оборудования, применяемые на карьерах, разделены акад. В. В. Ржевским на 6 классов (табл. 1.14.1).

В основу классификации положен тип основного оборудования для выемочно-погрузочных работ, транспортирования, отвалообразования и складирования. Технологические схемы комплексов оборудования приведены на рис. 1.14.1.

Комплекс выемочно-погрузочного оборудования непрерывного действия называется выемочным и обозначается (В). Комплекс выемочно-погрузочного оборудования циклического действия – экскаваторным (Э). Выемочно-отвальный (ВО), экскаваторно-отвальный (ЭО), выемочно-транспортно-отвальный (ВТО), экскаваторно-транспортно-отвальный (ЭТО) применяются при производстве вскрышных работ.

Комплекс ВО используется при разработке горизонтальных и пологих месторождений с поперечным перемещением мягких пород в выработанное пространство. ЭО используется для перевалки вскрыши различной крепости в выработанное пространство при разработке горизонтальных и пологих месторождений. К этой же группе относятся комплексы скреперного оборудования (СО).

Таблица 1.14.1

Класс комплексов	Комплексы оборудования	Оборудование комплексов для выемочно-погрузочных работ	Оборудование комплексов для транспортирования	Оборудование комплексов для отвалообразования
I	Выемочно-отвальный (ВО)	Роторные и цепные экскаваторы	Нет	Транспортно-отвальные мосты, консольные отвалообразователи
II	Экскаваторно-отвальный (ЭО, СО)	Вскрышные экскаваторы, скреперы	Нет	Вскрышные экскаваторы, скреперы
III	Выемочно-транспортно-отвальный (ВТО)	Роторные и цепные экскаваторы, гидрооборудование, специализированные экскаваторы	Конвейеры, гидротранспорт, локомотивы, автосамосвалы	Консольные отвалообразователи, гидрооборудование, отвальные машины
IV	Экскаваторно-транспортно-отвальный (ЭТО)	Карьерные одноковшовые экскаваторы	Конвейеры, гидротранспорт, локомотивы, автосамосвалы	Консольные отвалообразователи, гидрооборудование, отвальные машины
V	Выемочно-транспортно-разгрузочный (ВТР)	Роторные и цепные экскаваторы, гидрооборудование, специализированные экскаваторы	Конвейеры, гидротранспорт, локомотивы, автосамосвалы	Комплекс приемно-разгрузочного оборудования
VI	Экскаваторно-транспортно-разгрузочный (ЭТР)	Карьерные одноковшовые экскаваторы	Конвейеры, гидротранспорт, локомотивы, автосамосвалы	То же

Комплекс ВТО используется для разработки мягких пород. Он включает роторные, цепные экскаваторы и различные виды транспорта (конвейерный, железнодорожный и др.). При разработке мягких пород средствами гидромеханизации этот комплекс включает гидравлическое оборудование.

Комплекс ЭТО включает оборудование циклического действия (мехлопаты, погрузчики, драглайны и др.) и все виды карьерного транспорта.

При производстве добычных работ выделяются два комплекса оборудования – выемочно-транспортно-разгрузочный (ВТР) и экскаваторно-транспортно-разгрузочный (ЭТР), включающие разгрузочные устройства для приема полезных ископаемых.

Дальнейшая дифференциация комплексов оборудования осуществляется по второму ведущему процессу – карьерному транспорту. В соответствии с этим комплексы имеют следующие названия: выемочно-конвейерно-отвальный (ВКО); выемочно-железнодорожно-отвальный (ВЖО); экскаваторно-железнодорожно-отвальный (ЭЖО); экскаваторно-автомобильно-разгрузочный (ЭАР) и др.

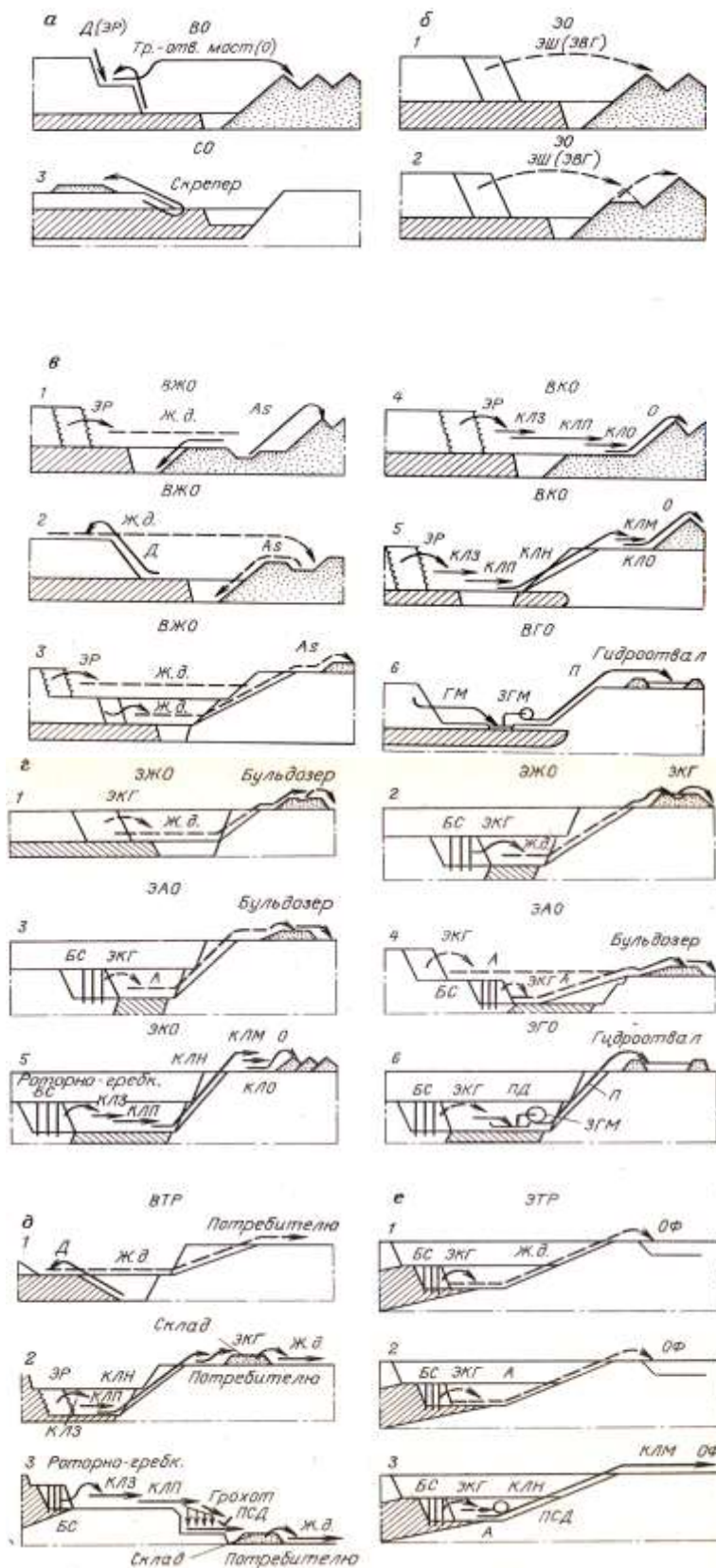


Рис. 1.14.1. Технологические схемы комплексов оборудования:
 а – выемочно-отвальные; б – экскаваторно-отвальные (1, 2 – с простой и кратной перевалкой; 3 – скреперные); в – выемочно-транспортно-отвальные (1, 2, 3 – с железнодорожным транспортом; 4, 5 – с конвейерным; 6 – с гидротранспортом); г – экскаваторно-транспортно-отвальные (1, 2 – с железнодорожным транспортом; 3, 4 – с автомобильным; 5 – с конвейерным; 6 – с гидротранспортом); д – выемочно-транспортно-разгрузочные;
 е – экскаваторно-транспортно-разгрузочные

Наибольшее применение на отечественных карьерах (до 75 %) получили комплексы с одноковшовыми экскаваторами (ЭТО) с железнодорожным (ЭЖО) и автомобильным (ЭАО) транспортом.

1.15. СОПРЯЖЕНИЕ РАБОТЫ МАШИН ЦИКЛИЧНОГО И НЕПРЕРЫВНОГО ДЕЙСТВИЯ

Способ взаимодействия двух последовательных комплексов механизации в технологическом процессе при работе машин циклического и непрерывного действия определяется наличием между ними промежуточного «склада» (запаса, резерва) горной массы, которая находится в состоянии готовности для выполнения работ следующим комплексом оборудования.

Например, мягкие породы вскрыши в карьере могут обрабатываться с помощью гидромеханизации, роторными или цепными экскаваторами. Затем крепкие породы и полезное ископаемое – экскаваторами циклического действия или же породы экскаваторами циклического действия, а полезное ископаемое экскаваторами непрерывного действия (роторными, фрезерными). Во всех случаях для сопряжения работы таких комплексов оборудования создаются резервы крепких пород для работы, например, в зимнее время, когда выемочная техника непрерывного действия простаивает. Создаются также нормативные запасы полезного ископаемого (вскрытые, подготовленные и готовые к выемке).

Резервы, запасы предназначены для уменьшения или исключения влияния на работу оборудования какого-либо комплекса от неравномерности работы оборудования предыдущего. О достаточности резервов и запасов можно судить по независимости работы этих комплексов в технологическом процессе.

Работа машин в комплексах как непрерывного, так и циклического действия характеризуется жесткой взаимосвязью горного и транспортного оборудования смежных звеньев. В свою очередь сопряжение работы машин циклического и непрерывного действия в одном комплексе оборудования, например, при использовании экскаваторов циклического действия и конвейерного транспорта или автомобильно-конвейерного транспорта, организуется посредством гибкой связи. Относительная независимость работы отдельных звеньев организуется через промежуточный перегрузочный бункер или перегрузочный пункт, оборудованный при необходимости дробильными или сортировочными установками.

1.16. КАЧЕСТВЕННАЯ И КОЛИЧЕСТВЕННАЯ КОМПЛЕКТАЦИЯ ОСНОВНОГО И ВСПОМОГАТЕЛЬНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

1.16.1. Оборудование для подготовки пород к выемке

Предварительное механическое рыхление пород осуществляется навесными рыхлителями на базе мощных бульдозеров. Применение их эффективно при подготовке к выемке и разработке угля с прослойками породы, раз-

личных руд, трещиноватых полускальных и скальных пород с крепостью до 8, при гидравлической разработке тяжелых глинистых пород. После предварительного рыхления выемка разрушенных пород осуществляется бульдозерами, скреперами, одноковшовыми погрузчиками и экскаваторами.

Буровзрывные работы включают бурение скважин, их зарядание, забойку инертным материалом и вспомогательные работы: планировку площадок уступов для передвижения и установки буровых станков; доставку бурового инструмента, запчастей, материалов, взрывчатых веществ (ВВ) и средств взрывания (СВ); зарядку скважин; разделку негабарита; ликвидацию аварийных скважин, заколов и др.

Комплектование оборудования этого звена основывается на технологической и организационной увязке процессов БВР с выемочно-погрузочными работами и обеспечение комплексности механизации этих процессов при минимальных затратах и качественном дроблении пород.

Наиболее ответственным моментом является выбор вида бурения и модели бурового станка. Этот выбор определяется в первую очередь характеристиками пород (буримостью, взрываемостью и др.), масштабом и организацией буровых работ.

Буровые станки вращательного бурения с режущим буровым инструментом (СБР-125, 160, 200) рекомендуется применять в породах с крепостью по шкале проф. М. М. Протодьяконова до 6. В породах с крепостью 6–16 – станки шарошечного бурения (ЗСБШ-200-60, 5СБШ-200-36, 6СБШ-200-32, СБШ-250МНА-32(55), СБШ-320, СБШ-400, ЗСБШ-200/250-55, СБШ-190/250-60 и СБШ-160/200-40) и в породах с крепостью 10–25 – пневмоударные станки типа СБУ-100Н-35; СБУ-10Г-32 (СБУ-100П-35); 2СБУ-100-32М; 3СБУ-100-32; СБУ-100ГА-30; СБУ-125-24; СБУ-125А-32 и СБУ-125У-52. При этом надо иметь в виду, что, с одной стороны, для экскаваторов большей емкости ковша желательно иметь и больший диаметр буровых скважин, а с другой, при бурении весьма и исключительно крепких пород, а также крупноблочных следует использовать станки с меньшим диаметром бурового инструмента.

В ряде случаев при выборе бурового станка существенное значение имеют размеры рабочих площадок уступов карьера. На узких площадках глубоких карьеров маневрирование мощных буровых станков затруднено и следует принимать малогабаритные станки, например, фирм Sandvic, Handerbilt, Atlas-Copco и др.

Для удобства обслуживания буровых станков желательно принимать один тип этих машин на карьере, но при большом градиенте трещиноватости следует применять станки с различным диаметром скважин.

Тип зарядной машины выбирается в соответствии с применяемым ВВ, объемом одновременно взрываемых блоков, организацией работ. В соответствии с производительностью зарядной машины выбирается производительность и число машин других вспомогательных операций: приготовление, погрузка и доставка ВВ; забойка скважин инертным материалом и т. д. Уста-

новки для разделки негабарита определяются в соответствии с принятым способом их дробления.

1.16.2. Выемочно-погрузочное оборудование цикличного действия

Колесные скреперы используют при выемке мягких и предварительно разрыхленных плотных и полускальных пород при дальности транспортирования до 1–1,5 км. Эти машины получили распространение при разработке россыпей, строительных горных пород, строительных и вспомогательных работах.

Бульдозеры используют в качестве основного выемочного оборудования разработки уступов мягких и плотных, а также скальных (после их механического рыхления) при расстоянии транспортирования пород до верхней бровки откоса уступа в 100–150 м. Они широко применяются также на вспомогательных работах при работе экскаваторов.

Одноковшовые погрузчики применяются при выемке мягких и крепких мелко разрушенных пород в различных отраслях горной промышленности как основное оборудование, а также на вспомогательных работах.

Мехлопаты получили наибольшее распространение в качестве выемочно-погрузочного оборудования. Карьерные мехлопаты имеют емкость ковша от 3 до 76 м³. Они предназначены для разработки пород любой крепости и погрузки их в средства транспорта. Мехлопаты вскрышного типа с увеличенными рабочими параметрами и емкостью ковша от 15 до 160 м³ применяются для перевалки пород в выработанное пространство.

Гидравлические прямые и обратные лопаты в последние годы широко применяются в практике открытых горных работ. Они имеют такое же назначение, что и карьерные механические лопаты, но обладают существенными преимуществами по сравнению с последними:

- в 1,5–2,5 раза меньшая металлоемкость на 1 м³ ковша, а следовательно и примерно во столько же раз меньшее время цикла;

- дополнительную степень свободы рабочего оборудования за счет одновременной подвижности стрелы, рукояти и ковша, что обеспечивает регулируемую траекторию движения ковша и большие рабочие параметры при одинаковой емкости ковша, а соответственно, и площадь прочерпывания внутри границ этой траектории. Это обеспечивает высокую селективность выемки пород и полезного ископаемого, возможность работы в сильно обводненных забоях.

Драглайны с ковшами емкостью 5–200 м³ и большими рабочими параметрами используются для разработки мягких и хорошо раздробленных крепких пород вскрыши с перевалкой в выработанное пространство карьера или в навал для последующей переэкскавации. Драглайны с ковшами 5–20 м³ часто используются для погрузки породы в средства транспорта.

Кранлайны – это модификация драглайнов с емкостью ковша 10–25 м³ и укороченной по сравнению с базовым драглайном стрелой предназначены для точной погрузки породы в автотранспорт. При этом параметры забоя

остаются такими же, как и у базовой модели. Для точной разгрузки они снабжены дополнительным третьим канатом, открывающим заднюю стенку специального ковша для его разгрузки.

Вспомогательное оборудование звена цикличной выемки и погрузки предназначено для планировки трасс, выравнивания и зачистки подошвы уступов, забоев, уборки просыпей при погрузке, перемещению кабеля и т. д.

1.16.3. Выемочно-погрузочное оборудование непрерывного действия

Это оборудование обеспечивает поточность работ и высокую производительность.

Роторные экскаваторы предназначены для выемки мягких и плотных пород непосредственно из массива. Экскаваторы с повышенным усилием копания применяются для выемки полускальных пород после их сотрясательного взрывания. Паспортная производительность современных роторных экскаваторов составляет 630–16000 м³/ч. Это наиболее распространенные головные машины комплексов непрерывного действия.

Цепные экскаваторы предназначены для выемки мягких и плотных пород в районах с теплым и сухим климатом.

Фрезерные экскаваторы предназначены для выемки мягких, плотных, полускальных и скальных пород в любых климатических условиях.

Шнекобуровые машины и комплексы предназначены для выбуривания угля из маломощных пластов с углом падения в основном до 25° и мощностью 0,5–6,0 м на глубину 40–300 м без производства вскрышных работ.

Вспомогательное оборудование здесь – это бульдозеры, погрузчики, кабельные барабаны, машины для обработки рабочих органов против налипания, намерзания пород.

Гидромониторы являются средствами механизации при гидравлической разработке пород. На открытых горных работах используются низконапорные гидромониторы с давлением струи 16–30 атм. и расходом воды до 4000 м³/ч. Они применяются при выемке песчаных, мягких, плотных глинистых пород.

Земснаряды применяют в основном при горно-строительных работах, добыче гравия, песка со дна водоемов.

Драги – это плавающие цепные экскаваторы. Применяются в основном для разработки россыпей со дна рек, озер, создаваемых специально водоемов, а также морей и океанов.

Вспомогательное оборудование при гидромеханизированной выемке представлено в основном бульдозерами, трубоукладчиками, сварочным оборудованием.

1.16.4. Транспортное оборудование цикличного действия

Это преимущественный вид транспорта на всех карьерах горнодобывающей промышленности, в первую очередь автомобильный и железнодорожный.

Железнодорожный транспорт применяется на карьерах средней и большой производительности при расстояниях транспортирования в основном вскрышных пород 3 км и более. Он надежен в любых климатических и горно-геологических условиях, характеризуется низкими эксплуатационными расходами и большим сроком службы. Средствами тяги являются тяговые агрегаты, тепловозы и электровозы.

Вспомогательное оборудование при использовании железнодорожного транспорта: железнодорожные краны; путеукладчики; турнодозеры; переукладчики путей; рельсо и шпалоподъемники; балластировщики; бульдозера и др.

Автомобильный транспорт применяется в любых климатических и горно-геологических условиях на карьерах любой производственной мощности при расстояниях транспортирования до 4–5 км. Его применение рационально при разработке сложноструктурных, а также нагорных месторождений, при строительстве карьеров любой производственной мощности. Основное оборудование – это карьерные автосамосвалы средней и большой грузоподъемности.

Вспомогательное оборудование при автотранспорте: бульдозеры, автогрейдеры, погрузчики, поливомоечные машины; посыпающие или песко и щебне разбрызгиватели; автогудронаторы и др.

Скиповые подъемники используются для перемещения крупнокусковой горной массы на карьерах с крутыми бортами в устойчивых породах и глубиной 100–400 м с грузооборотом 20–30 млн. т/год. Рядом с приемными бункерами подъемников устраиваются дробильные устройства.

1.16.5. Транспортное оборудование непрерывного действия

Ленточные конвейеры применяются в основном для перемещения мягких и плотных пород, а также хорошо дробленых полускальных и скальных пород. Конвейера располагают на нерабочем борту карьера или в наклонном стволе. Рациональное расстояние транспортирования 2,5–3 км, а при пересеченной местности до 20 км.

Консольные отвалообразователи – это одноопорные транспортно-отвальные установки, предназначенные для перемещения и отсыпки пород в отвал. Длина их составляет от 40 до 250 м, а производительность по разрыхленной породе достигает 5000 м³/ч.

Транспортно-отвальные мосты имеют тоже назначение, но отличаются конструкцией – имеют 2 опоры. Длина их достигает 600 м, а производительность 16000 м³/ч.

Гравитационный транспорт осуществляется по рудоспускам и рудоскаткам, и применяются при разработке нагорных карьеров. Рудоспуски – это вертикальные стволы переменной глубины с наклонными площадками для самодробления полезного ископаемого с общей глубиной до 600 м и более, диаметром 6 и более метров и с армированными днищами выпускных

устройств. Рудоскаты имеют наклон и оборудуются бункерами и выпускными устройствами.

Канатные подвесные дороги применяются для перемещения дробленого полезного ископаемого по кратчайшему расстоянию в сложных топографических условиях, часто на нагорных карьерах при грузообороте 5–10 млн. т/год.

Гидравлический транспорт – это землесосы, загрузочные аппараты и гидроэлеваторы.

Землесосы или грунтовые насосы применяются для перемещения пород в виде гидросмеси (пульпы). Эта смесь образуется при гидромониторном размыве пород. Землесосы могут поднимать пульпу на высоту до 100 м и транспортировать ее на 10 км и более.

Загрузочные аппараты смешивают породу с водой для перемещения ее на большую высоту и значительные расстояния за счет давления воды, создаваемого насосами.

Гидроэлеваторы применяют для перемещения пород в виде гидросмеси (обычно из-под воды) на незначительную высоту (до 10–20 м).

1.16.6. Оборудование для отвальных и складских работ

Мехлопаты широко применяются на отвальных работах при использовании железнодорожного транспорта при складировании взорванных, а также разнородных пород.

Драглайны применяются при больших объемах отвалообразования мягких и хорошо дробленых пород на карьерах с железнодорожным транспортом, а также на высоких отвалах при автомобильном транспорте.

Многочерпаковые отвальные экскаваторы (абзетцеры) применяются на карьерах с транспортом непрерывного действия.

Бульдозеры являются основным средством механизации отвалообразования любых пород и складских работах при автомобильном транспорте. Аналогичную область применения имеют *погрузчики и скреперы*.

Отвальные плуги применяют на рудных карьерах для раздельного складирования некондиционных руд, а также складирования малых объемов вскрышных пород при железнодорожном транспорте.

При гидроотвалообразовании используются эстакады, краны.

Вспомогательное оборудование процесса отвалообразования составляют краны на железнодорожном и автомобильном ходу, бульдозеры, путепередвигатели и др.

1.16.7. Оборудование для промежуточного складирования и перегрузки

Экскаваторы-мехлопаты, ковшовые погрузчики широко применяются при перегрузке полезного ископаемого и вскрыши с автомобильного на железнодорожный транспорт, а также в качестве отгрузочного оборудования со складов полезного ископаемого.

Эстакадные склады устраиваются в виде галерей на колоннах, оборудованных ленточными конвейерами и разгрузочными тележками. Средствами отгрузки являются одноковшовые экскаваторы, погрузчики и грейферные краны.

Безэстакадные склады оборудуют канатными скреперами или конвейерами с консольными укладчиками.

Стокеры – машины, аналогичные абзетцерам, предназначенные для работы на складах для перегрузки, усреднения и погрузки полезного ископаемого.

Погрузочно-усреднительные бункера большой емкости (150 и более м³) оборудуются колосниковыми грохотами, пластинчатыми или вибрационными питателями, ленточными конвейерами и др. оборудованием.

Грохотильные стационарные и полустационарные перегрузочные пункты при комбинации автомобильного и железнодорожного или конвейерного транспорта оборудуются колосниковыми и приводными грохотами, бункерами, питателями, разгрузочными площадками.

Дробильные перегрузочные пункты оборудуют щековыми конусными или роторными дробилками, бункерами, питателями и иногда грохотами.

Передвижные дробильные агрегаты оснащаются щековыми или роторными дробилками на гусеничном или шагающем ходу, бункерами-дозаторами с пластинчатыми питателями, поворотными консольными разгрузочными конвейерами.

1.17. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ЦИКЛЫ ПРОЦЕССОВ И ГОРНЫХ РАБОТ. СМЕННАЯ И ГОДОВАЯ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ КОМПЛЕКСОВ

Цикл – от греческого слова *kuklos*, т. е. круг, кольцо... означает совокупность взаимосвязанных работ, явлений образующих законченный круг чего-либо. *Процесс* – совокупность последовательных действий для достижения какого-либо определенного результата. *Цикл процесса* – совокупность одинаковых последовательных действий для достижения результата с периодическим возвращением в исходное состояние, т. е. круговой процесс.

На открытых горных работах, например, цикл бурения состоит из бурения скважины на величину става штанги, наращиваний штанги, продувки скважины, сбора штанг в кассету, переезда к следующей разметке скважины, установке и горизонтировании бурового станка.

Цикл экскавации и погрузки в общем случае включает внедрение ковша в плотный (разрыхленный) массив породы или полезного ископаемого, его подъем и наполнение, поворот экскаватора для разгрузки, прицеливание и подвод ковша к транспортному сосуду для разгрузки, открытие днища и разгрузка ковша, поворот экскаватора в забой к месту копания.

Цикл транспортирования горной массы включает два направления движения: грузовое и порожнее. В грузовом направлении: погрузка автосамосвала; движение по забойным временным дорогам; движение на подъем по полустационарным или стационарным дорогам сложного профиля; движение

по поверхности по технологическим стационарным, как правило, дорогам; подъем на отвал или склад по временным дорогам; маневрирование на отвале (складе); разгрузку. В порожняковом направлении: движение машины в обратном направлении, по тем же элементам трассы от отвала (склада) в забой; установка под погрузку.

Цикл отвалообразования в данном случае состоит из рабочего хода бульдозера по сталкиванию породы в отвал, холостого обратного хода и маневрирования.

Бурение, экскавация, транспортирование и отвалообразование это многократно повторяющиеся циклы процессов соответствующих машин.

Технология – совокупность методов изменения состояния, свойств, формы сырья или материала, осуществляемых в процессе производства продукции. *Технология* также – совокупность знаний о способах и процессах обработки и переработки материалов и их получении. *Технологический цикл* – повторяющаяся совокупность методов изменения состояния Он включает только основные процессы: БВР, экскавацию, транспорт, отвалообразование (складирование) и рассматривается в тесной взаимосвязи с организацией технологических процессов.

В зависимости от природных условий, производственной мощности карьера, размещения выемочных машин в пространстве карьера, размещения отвалов, пунктов приема полезного ископаемого перемещаемая горная масса на карьере разделяется на грузопотоки и соответственно им формируется комплексная механизация грузопотоков и карьера в целом.

Каждый *технологический процесс* функционирует в определенном ритме, соответствующем конкретным условиям грузопотока. Наиболее эффективной организацией технологических процессов является *поточное производство*, которое может быть *непрерывным* (например, роторные экскаваторы, конвейера, отвалообразователи) и *циклическим*, функционирующим в определенном ритме, как, например, в случае эксплуатации одноковшовых экскаваторов, автосамосвалов и бульдозеров на отвале.

Производственный цикл – последовательный ряд частичных производственных процессов, выполняемых для получения продукции. Производственный цикл состоит из основных (производственных) и вспомогательных процессов (зачистка пласта, забоя, проветривание после взрыва, осушение экскаваторного блока перед обуриванием и др.).

Производственный процесс на открытых горных работах включает два основных производственных цикла: вскрышной и добычной. Это процесс рациональной выемки вмещающих пород и полезных ископаемых, их погрузки и перемещения внутри карьерного поля, формирования отвалов (складов), рекультивации нарушенных земель.

В соответствии с положениями о циклах процессов, производства, процесса производства рассчитывается сменная и годовая производительность комплексов.

Так, *сменная производительность бурового станка* достаточно достоверно рассчитывается по следующей формуле

$$P_{б.ст} = T_{см} \cdot K_{и.б} / (T_o + T_v), \text{ м},$$

где $T_{см}$ – продолжительность смены, ч; T_o , T_v – соответственно продолжительность выполнения основных и вспомогательных операций при бурении 1 м скважины, ч; $K_{и.б}$ – коэффициент использования сменного времени.

К вспомогательным операциям при бурении скважин относятся: опускание, подъем, наращивание и разъединение бурового става, очистка скважины от буровой мелочи, замена породоразрушающего инструмента, перемещение станка для бурения новой скважины и др. Для конкретных условий работы принятого типа и модели бурового станка время бурения 1 м скважины и выполнения вспомогательных операций, приходящихся на 1 м скважины являются с достаточной точностью постоянными величинами и по статистическим данным эксплуатации, собираемыми отделами нормирования и проектно-исследовательскими институтами, нормируются в соответствии с моделями буровых станков.

Коэффициент использования сменного времени бурового станка, может быть рассчитан по следующей формуле

$$K_{и.б} = (T_{см} - T_{п.з} - T_{л.н} - T_{в.п}) / T_{см},$$

где $T_{п.з}$ – продолжительность подготовительно-заключительных операций; $T_{л.н}$ – время на личные надобности; $T_{в.п}$ – время внеплановых простоев от влияния климатических условий, обводненности и наклона скважины, пылеподавления, производства взрывных работ.

В процессе производства, кроме внутрисменных простоев, имеются и целосменные простои станков, вызванные ремонтами, отсутствием фронта работ, перегонами между блоками и др. Поэтому на планируемый период рассчитывают число рабочих смен. Исходя из этого, *годовая производительность буровых станков* составит

$$P_{б.г} = P_{б.см} \cdot n_{см} \cdot N,$$

где $n_{см}$ – число рабочих смен в сутки (обычно 2); N – число рабочих дней в году для буровых станков (в соответствии с режимом их работы 280–290).

Рабочий парк буровых станков зависит от запланированного объема вскрышных работ (V_v), подлежащих обурированию

$$N_{б.р} = V_v / (P_{б.г} \cdot q_{г.м}),$$

где $q_{г.м}$ – выход взорванной массы с 1 м скважины, м³.

Производительность экскаваторов различают теоретическую, техническую и сменную.

Теоретическая производительность – количество горной массы, которое может быть вынута в единицу времени при непрерывной работе экскаватора, исходя из его конструктивных параметров. Для мехлопат она рассчитывается при угле разворота к разгрузке в 90°, высоте черпания, равной высоте

напорного вала, номинальной скорости поворота и разгрузке в отвал, а не в средства транспорта. Для драглайна угол поворота составляет 135° . Для многоковшовых экскаваторов – по числу ковшей, разгружающихся в единицу времени при номинальной (расчетной) скорости резания. Во всех случаях коэффициент экскавации принимается равным 1.

Теоретическая производительность в разрыхленной массе составит

$$\Pi_{т.э} = 60 \cdot E \cdot n, \text{ м}^3/\text{ч},$$

где E – емкость ковша, м^3 ; n – число ковшей, разгружающихся в минуту.

Для многоковшовых экскаваторов «п» дается в технической характеристике, а для одноковшовых

$$n = 60 / T_{ц.т.},$$

$T_{ц.т.}$ – теоретическая продолжительность рабочего цикла, с.

Тогда

$$\Pi_{э.т} = 3600 \cdot E / T_{ц.т.}, \text{ м}^3 / \text{ч}.$$

Теоретическая производительность экскаватора дается в его техническом паспорте.

Техническая производительность – максимальная часовая производительность экскаватора при непрерывной его работе в конкретных горнотехнических условиях. Она зависит от конструктивных параметров экскаватора, коэффициента экскавации (категории пород по трудности экскавации), параметров забоя, условий разгрузки.

Часовая техническая производительность в плотной массе для многоковшовых экскаваторов

$$\Pi_{э.т} = 60 \cdot E \cdot n \cdot K_э \cdot K_з, \text{ м}^3,$$

где $K_э$ – коэффициент экскавации

$$K_э = K_n / K_p,$$

где K_n и K_p – коэффициент наполнения ковша и коэффициент разрыхления породы в ковше; $K_з$ – коэффициент забоя, учитывающий влияние вспомогательных операций $K_з = 0,85 - 0,9$.

$$K_з = T_p / (T_p + T_b),$$

где T_p – длительность непрерывной работы экскаватора при одном направлении движения ротора, с; T_b – длительность перемены движения ротора, с.

Часовая техническая производительность одноковшовых экскаваторов в плотной массе определяется по формуле

$$\Pi_{э.т} = 3600 \cdot E \cdot K_э \cdot K_з / T_{ц.р.},$$

где $T_{ц.р.}$ – расчетная время рабочего цикла экскаватора в забое, с.

Расчетная продолжительность рабочего цикла одноковшовых экскаваторов при совмещении вспомогательных операций (опускание ковша для черпания, подтягивание и выдвигание рукояти и др.) с основными операциями, определяется

$$T_{ц.р.} = T_ч + T_{пов.р} + T_{пов.з} + T_{раз}, \text{ с},$$

где $T_{\text{ч}}$ – время черпания, с; $T_{\text{пов.р}}$, $T_{\text{пов.з}}$ – время поворота соответственно к месту разгрузки и к забою, с; $T_{\text{раз}}$ – время разгрузки ковша, с.

Эксплуатационная производительность экскаватора определяется с учетом использования рабочего времени и связана с неизбежными различными простоями (прием смены, осмотр и смазка узлов, ожидание транспорта и др.). Эксплуатационная производительность рассчитывается на смену, сутки, месяц, год.

Сменная эксплуатационная производительность экскаватора определяется по формуле

$$P_{\text{э.см}} = P_{\text{э.г}} \cdot T_{\text{см}} \cdot K_{\text{и.э}},$$

где $K_{\text{и.э}}$ – коэффициент использования экскаватора во времени.

Годовая эксплуатационная производительность экскаватора рассчитывается

$$P_{\text{э.г}} = P_{\text{э.см}} \cdot n_{\text{см}} \cdot N_{\text{дн}}, \text{ м}^3,$$

где $N_{\text{дн}}$ – число рабочих дней экскаватора в году (280–290 при работе без выходных дней и 240–250 при работе с выходными днями); $n_{\text{см}}$ – число рабочих смен в сутки (обычно 2 или 3).

Производительность транспорта рассчитывается по-разному для различных видов транспорта.

Наибольший удельный вес на карьерах с техникой циклического действия для вывозки горной массы в настоящее время имеет *автомобильный транспорт*.

Число автосамосвалов рассчитывается для каждого экскаватора отдельно

$$N_{\text{а}} = T_{\text{р}} / T_{\text{п}},$$

где $T_{\text{р}}$ – время рейса автосамосвала, мин; $T_{\text{п}}$ – время погрузки автосамосвала, мин.

$$T_{\text{р}} = T_{\text{п}} + T_{\text{дв}} + T_{\text{р}} + T_{\text{м}}, \text{ мин},$$

где $T_{\text{дв}}$, $T_{\text{р}}$, $T_{\text{м}}$ – время соответственно движения, разгрузки (60–90 с) и маневров (40–50 с) автосамосвала, мин.

Время погрузки

$$T_{\text{п}} = n_{\text{к}} \cdot T_{\text{ц}}, \text{ мин},$$

где $n_{\text{к}}$ – число ковшей, разгружаемых в кузов автосамосвала; $T_{\text{ц}}$ – продолжительность рабочего цикла экскаватора, мин.

Время погрузки автосамосвала составит

$$T_{\text{п}} = q_{\text{а}} \cdot K_{\text{р}} \cdot T_{\text{ц}} / E \cdot K_{\text{н}} \cdot \gamma_{\text{п}}, \text{ мин},$$

где $q_{\text{а}}$ – грузоподъемность автосамосвала, т; $K_{\text{р}}$ – коэффициент разрыхления породы в ковше экскаватора; E – вместимость ковша экскаватора, м³; $K_{\text{н}}$ – коэффициент наполнения ковша; $\gamma_{\text{п}}$ – плотность породы, т/м³.

Время движения автосамосвала рассчитывается по формуле

$$T_{\text{дв}} = T_{\text{гр}} + T_{\text{пор}} = 60 (l_1/v_1 + l_2/v_2 + \dots + l_n/v_n), \text{ мин},$$

где $T_{гр}$, $T_{пор}$ – время движения в грузовом и порожнем направлениях, мин; l_1, l_2, \dots, l_n – участки пути с одинаковыми условиями движения (в забое, на подъеме, на поверхности и т. д.); v_1, v_2, \dots, v_n – скорость движения автосамосвала на этих участках, км/ч.

Число рабочих автосамосвалов для обеспечения работы «п» экскаваторов определяется как сумма по всем экскаваторам или

$$N_{р.а} = K_n \cdot W_c / \Pi_{а.см} \cdot n_{см},$$

где $K_n = 1,1-1,15$ – коэффициент неравномерности работы; W_c – суточный грузооборот карьера, т; $n_{см}$ – число смен в сутки; $\Pi_{а.см}$ – сменная эксплуатационная производительность автосамосвала, т

$$\Pi_{а.см} = q_a \cdot K_q \cdot T_{см} \cdot K_{и.а} / T_p, \text{ т},$$

где K_q – коэффициент использования грузоподъемности автосамосвала; $K_{и.а} = 0,7-0,8$ – коэффициент использования автосамосвала во времени.

Инвентарное число автосамосвалов

$$N_{и.а} = N_{р.а} / K_{т.г},$$

где $K_{т.г}$ – коэффициент технической готовности парка автосамосвалов.

Пропускная способность автодорог – это максимальное число автосамосвалов, которые могут пройти через определенный участок в единицу времени

$$N = 60 / T_{и.м} = 1000 \cdot v / K_n \cdot L,$$

где $T_{и.м}$ – интервал времени между машинами, мин; v – скорость движения, км/ч; L – безопасное расстояние между следующими друг за другом автомашинами (не менее 50 м); K_n – коэффициент неравномерности движения (0,5–0,8).

Провозная способность автодороги определяется по формуле

$$M = N \cdot q_f / f, \text{ т/ч},$$

где q_f – фактическая масса груза, перевозимая автосамосвалом, т; f – коэффициент резерва (1,75–2).

Конвейерный транспорт. Часовая техническая производительность ленточных конвейеров зависит от ширины ленты (B), формы и площади (F) поперечного сечения размещенной на ленте породы, скорости движения ленты (v) и определяется по формуле

$$\Pi_{к.т} = 3600 \cdot F \cdot v \cdot K_з, \text{ м}^3,$$

где $K_з$ – коэффициент загрузки ленты (0,8–0,9).

Площадь поперечного сечения размещенной на ленте породы рассчитывается по формуле

$F = K_n \cdot K_{пр} \cdot (0,9B - 0,05)^2, \text{ м}^2$, где $K_{пр}$ – коэффициент конструкции роликсопоры (0,07–0,09 – для однороликовой опоры, 0,13–0,17 – для трехроли-

ковой); K_n – коэффициент, учитывающий наклон конвейера (0,85 для 20° , 1 для 10°).

Железнодорожный транспорт. Единицей транспортного средства при железнодорожном транспорте является локомотивосостав, включающий локомотив и расчетное число вагонов. Число вагонов в локомотивосоставе определяется по полезной массе поезда (массе перевозимого груза) из условия его равномерного движения на руководящем (наибольшем) уклоне.

Требуемое число локомотивосоставов зависит от продолжительности рейса состава, его полезной массы и грузооборота карьера.

Число рейсов всех локомотивосоставов в сутки, которое обеспечивает суточный грузооборот карьера, определяется по формуле

$$N_p = W_c \cdot k_{рез} / n_b \cdot q_{гр},$$

где W_c – суточный грузооборот карьера, т; $k_{рез}$ – коэффициент резерва провозной способности перегона (1,2–1,25); n_b – количество думпкаров в составе; $q_{гр}$ – грузоподъемность думпкара (вес груза в плотном теле), т.

Число рейсов одного локомотивосостава за сутки

$$n_p = T / T_p,$$

где $T = 22$ – продолжительность работы ж.д. транспорта в сутки, ч; T_p – продолжительность рейса локомотивосостава, ч. Она определяется

$$T_p = T_{п} + T_{дв} + T_{раз} + T_{дс} + T_{ож},$$

где $T_{п}$ – продолжительность погрузки локомотивосостава, ч; $T_{дв}$ и $T_{дс}$ – соответственно время движения локомотивосостава по временным и постоянным путям

$$T_{дв} = 2L_b / v_b, T_{дс} = 2L_c / v_c,$$

где L_b и L_c – продолжительность временных и стационарных путей, км; v_b и v_c – скорость движения по временным (15–20) и стационарным путям (35–40), км/ч; $T_{раз}$ – время разгрузки состава, ч; $T_{ож}$ – продолжительность ожидания на обменных пунктах, ч.

Суточная производительность локомотивосостава рассчитывается

$$Q_{лс} = n_p \cdot n_b \cdot q_{гр}.$$

Число рабочих локомотивосоставов определяется по формуле

$$N_c = W_c \cdot k_{рез} \cdot T_p / n_b \cdot q_{гр} \cdot T.$$

Число рабочих локомотивов равно числу рабочих составов.

Число рабочих вагонов

$$N_b = N_c \cdot n_b.$$

Инвентарный парк локомотивов и вагонов на 20–25 % больше рабочего.

1.18. КОМПЛЕКСЫ ГОРНОГО И ТРАНСПОРТНОГО ОБОРУДОВАНИЯ, РЕАЛИЗУЮЩИЕ ГРУЗОПОТОКИ РАБОЧИХ ГОРИЗОНТОВ И КАРЬЕРА В ЦЕЛОМ

При разработке горизонтальных и пологих месторождений, основным фактором, который влияет на выбор структуры комплексной механизации, является стремление к максимальному размещению вскрыши в выработанном пространстве. Эта возможность появляется после удаления части вскрышных пород на внешние отвалы и добычи части полезного ископаемого.

При разработке таких залежей используются различные технологические комплексы оборудования:

- экскаваторно-отвальные технологические комплексы, используемые при перевалке вскрыши в выработанное пространство;
- выемочно-отвальные технологические комплексы с транспортно-отвальными мостами;
- скреперные вскрышные технологические комплексы;
- бульдозерные вскрышные технологические комплексы;
- выемочно-конвейерные вскрышные технологические комплексы;
- экскаваторно-железнодорожные вскрышные технологические комплексы;
- экскаваторно-автомобильные вскрышные технологические комплексы.

Технологические комплексы для перевалки вскрыши в выработанное пространство (мощными драглайнами, мехлопатами) наиболее экономичны. Они используются при разработке вскрыши залежей с ограниченной мощностью полезного ископаемого (до 30 м) и вскрышных пород (до 45–50 м). Их различают как используемые при непосредственной перевалке вскрыши в выработанное пространство (без переэкскавации) и усложненные (с переэкскавацией).

Технологические комплексы для непосредственной перевалки вскрыши в выработанное пространство.

При перевалке вскрыши мехлопатой (рис. 1.18.1) экскаватор устанавливается на кровле пласта полезного ископаемого и разрабатывает вскрышной уступ на всю высоту. Вслед за подвиганием вскрышного забоя производится выемка полезного ископаемого.

Расчет технологического комплекса заключается в выборе рабочих размеров экскаватора при заданной высоте уступа или в определении высоты уступа при заданных рабочих размерах экскаватора. При этом *исходят из равенства объемов породы во вскрышной и отвальной заходках*. Расчет ведется на 1 м длины вскрышной заходки, т. е. по площадям:

$$V_o = V_v \cdot K_p = A \cdot h_y \cdot K_p,$$

где A – ширина вскрышной заходки, м; h_y – высота уступа, м; K_p – коэффициент разрыхления породы в отвале.

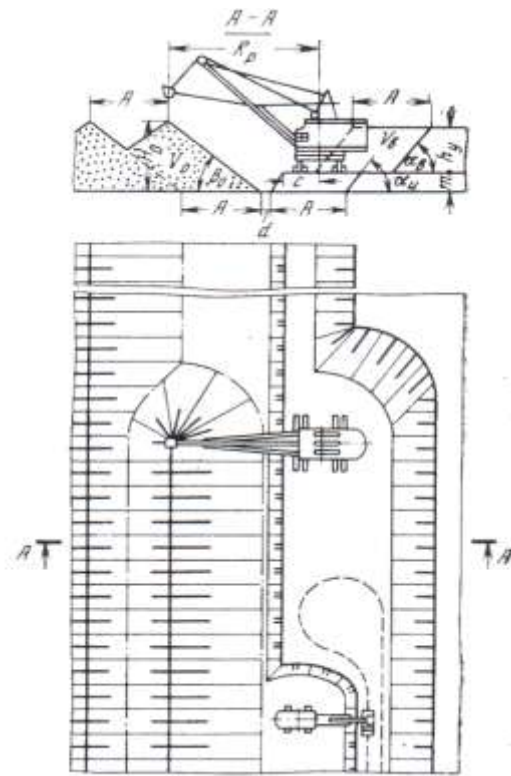


Рис. 1.18.1. Схема перевалки вскрыши во внутренний отвал мехлопатой

Драглайны при непосредственной перевалке пород в выработанное пространство могут устанавливаться на кровле уступа (рис. 1.18.2, а) или на промежуточном горизонте (рис. 1.18.2, б).

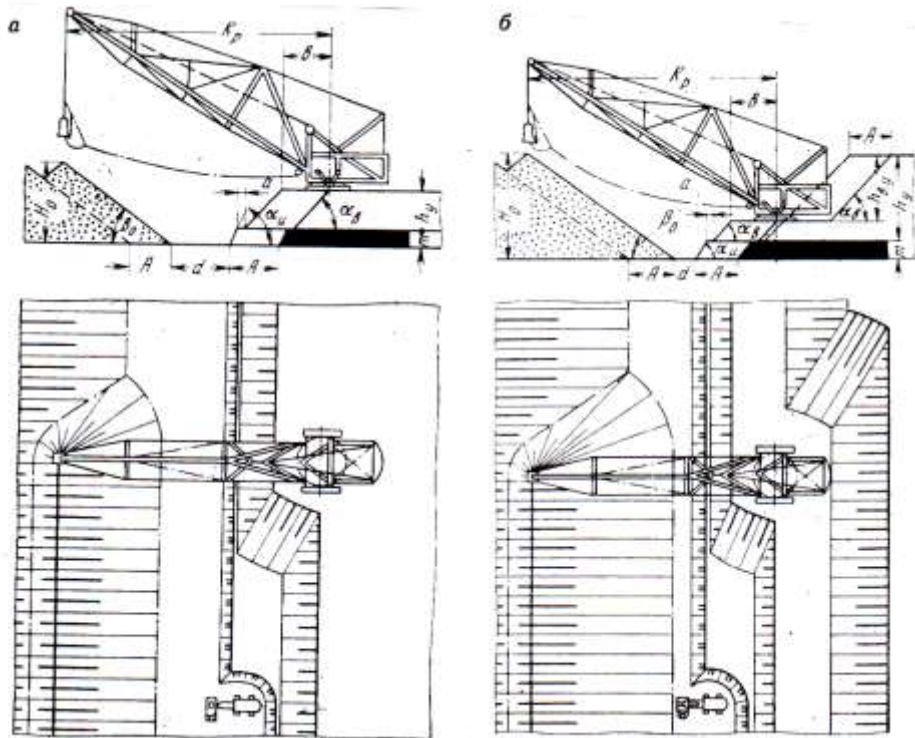


Рис. 1.18.2. Схемы непосредственной перевалки вскрыши драглайнами: а – установка драглайна на кровле уступа; б – установка на промежуточном горизонте

Лучшее использование параметров драглайна и увеличение высоты вскрышного уступа достигается при его установке на промежуточном горизонте (рис. 1.18.2, б). Высота верхнего подустапа составляет обычно 0,6–0,7 высоты черпания драглайна.

Технологические комплексы при кратной перевалке вскрыши выработанное пространство. В этом случае один экскаватор (мехлопата или драглайн) разрабатывает уступ и переваливает вскрышу в выработанное пространство. При этом происходит подвалка полезного ископаемого.

Другой экскаватор устанавливается на площадке отвала и переэкскавирует вскрышу далее в отвал, освобождая полезное ископаемое (рис. 1.18.3). Экскаваторы могут работать параллельно, например, мехлопата – драглайн. При последовательном выполнении работ на переэкскавации драглайн может работать как на вскрыше, так и на переэкскавации, при расположении, например, на предотвале.

$$K_{п} = V_{п} / V_{в} \cdot K_{р}.$$

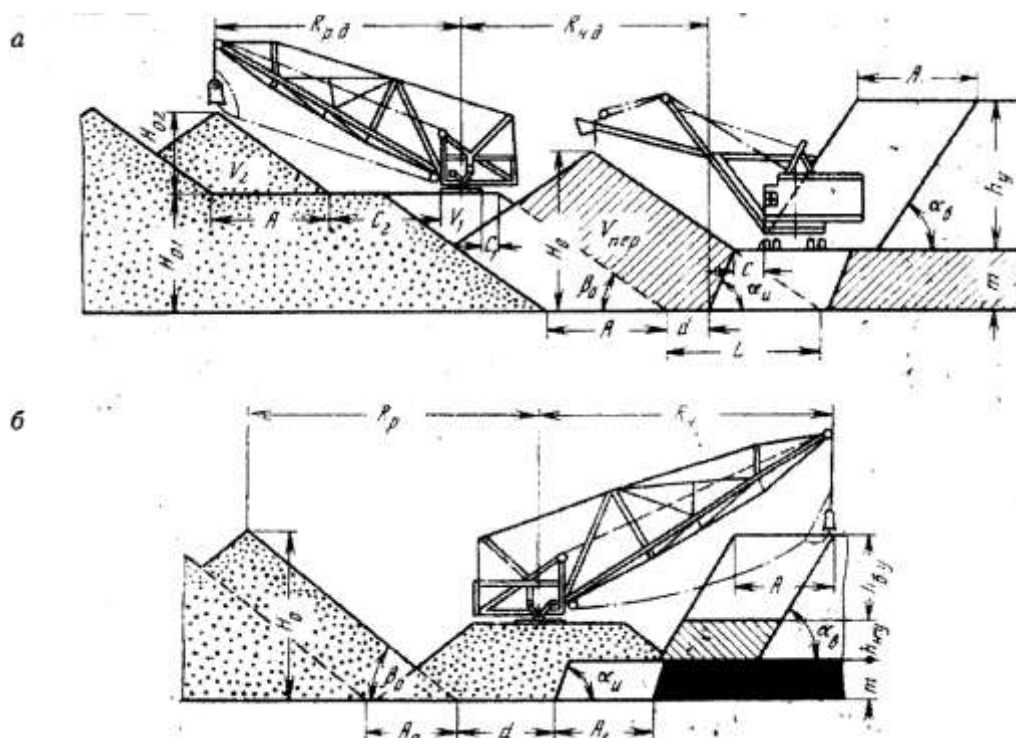


Рис. 1.18.3. Схема кратной перевалки вскрыши: а – мехлопатой и драглайном; б – драглайном с предотвала

Объем переэкскавируемой породы ($V_{п}$) при использовании одного и того же оборудования возрастает с увеличением высоты разрабатываемого уступа. Эффективность комплекса определяется относительным объемом переэкскавации вскрышных пород. Объем переэкскавируемой вскрыши, отнесенный к объему вскрыши ($V_{в}$) в пределах одной заходки, называется коэффициентом переэкскавации, т. е.

Экономически оправданное значение коэффициента переэкскавации определяется по формуле

$$K_{п} = (C_{т} - C_{б}) / C_{пэ},$$

где $C_{т}$ – затраты на 1 м³ вскрыши при транспортировании ее на внутренние отвалы, руб.; $C_{б}$ – затраты на 1 м³ при непосредственной перевалке вскрыши в отвал, руб.; $C_{пэ}$ – затраты на переэкскавацию 1 м³ вскрыши, руб.

Экономически целесообразный коэффициент переэкскавации в настоящее время составляет 4–5.

Технологические комплексы с роторными экскаваторами и консольными отвалообразователями (роторно-отвальные комплексы) применяются при разработке мягких и плотных пород мощностью до 65 м на горизонтальных и пологих (до 4–5°) залежах в районах с мягким и сухим климатом (рис. 1.18.4).

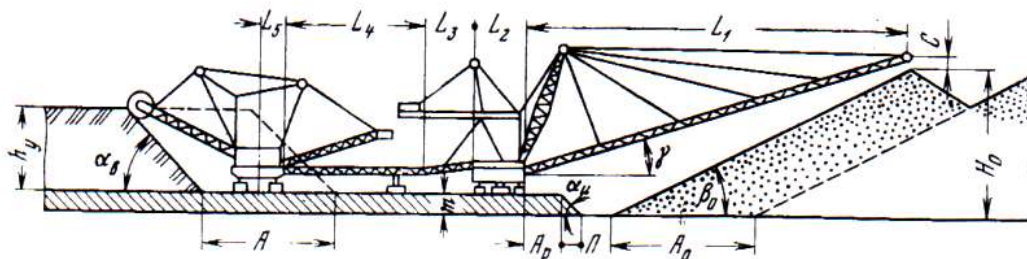


Рис. 1.18.4. Технологический комплекс с роторным экскаватором и консольным отвалообразователем

Расчет комплексов состоит в определении размеров отвалообразователя при известных параметрах элементов системы разработки или в отыскании допустимой величины вскрышного уступа при известных размерах отвалообразователя. При этом исходят из условия, что объем вскрышной заходки на единицу длины фронта работ не должен превышать максимального объема отвальной заходки.

Технологические комплексы с экскаваторами непрерывного действия и транспортно-отвальными мостами применяются при разработке горизонтальных и пологих (до 2–3°) пластовых залежей, мощностью 5–20 м при мощности вскрыши до 60 м. Вскрыша от роторных экскаваторов через передаточные конвейера поступает на конвейеры транспортно-отвального моста и по кратчайшему расстоянию непосредственно во внутренние отвалы. Параметры транспортно-отвальных мостов связаны с параметрами системы разработки, зависящими от горно-геологических условий и места расположения опор моста, но главное условие: примерное равенство объемов на 1 м длины фронта в целике пород и в отвальной заходке.

Основными расчетными параметрами моста являются расстояние между опорами (150–200 м), вылет отвальной консоли и высота разгрузки. Они устанавливаются в соответствии со схемой установки опор, мощностью вскрыши и полезного ископаемого и требуемого объема вскрытых запасов на зимний период, т. к. они работают сезонно.

Технологические комплексы с перевозкой вскрыши на внутренние отвалы применяются при разработке мощных горизонтальных и пологих залежей, обрабатываемых сразу на всю мощность двумя и более уступами. Вскрыша перевозится конвейерным, железнодорожным и автомобильным транспортом. Расчет комплексов заключается в подборе рационального оборудования, способного выполнить запланированные объемы работ.

При использовании конвейерного транспорта по заданной производительности грузопотока и мощности вскрыши подбираются экскаваторы, конвейеры, перегружатели и отвалообразователи.

При железнодорожном транспорте по заданной производительности грузопотока и мощности вскрыши выбираются тип вскрышных экскаваторов, грузоподъемность думпкаров, полезная масса локомотивосостава, рассчитывается их число, определяется типоразмер отвальных машин и их число.

При использовании автотранспорта определяется тип экскаватора, грузоподъемность и число автосамосвалов, бульдозеры для отвальных работ.

Комбинированные технологические комплексы применяются при большой мощности вскрыши на горизонтальных и пологих месторождениях, когда ее нерационально разрабатывать по одной бестранспортной или транспортно-отвальной технологии. В этом случае толща пород разбивается по вертикали на две зоны. Нижняя зона разрабатывается с перевалкой вскрыши экскаваторами, отвалообразователями или транспортно-отвальными мостами. Вскрыша верхней зоны вывозится транспортными средствами.

В условиях наклонных и крутых залежей вскрыша перемещается обычно на внешние отвалы. Размещение вскрыши во внутренних отвалах возможно в частных случаях, например, при разработке синклинальных складок или вытянутого месторождения с фланга.

На вытянутых наклонных месторождениях развитие горных работ осуществляется в направлении от одной границы карьерного поля к другой (однобортовое развитие фронта). На крутых залежах горные работы развиваются в стороны от висячего и лежащего боков пласта или от середины карьерного поля к его границам. Поперечное развитие фронта применяется при использовании мобильного вида транспорта с целью снижения объемов горно-подготовительных работ и внутрикарьерного расстояния перевозок горной массы.

Интенсивность разработки наклонных и крутых залежей определяется темпом углубки горных работ, который в свою очередь определяется производительностью экскаваторов и видом транспортных средств. При железнодорожном транспорте он составляет в среднем 6–12 м, а при автомобильном достигает 30–40 и более метров в год.

Разработка таких залежей осуществляется с применением технологических комплексов, в основу которых положено перемещение горной массы транспортными средствами, главным образом колесными.

Формирование комплексов оборудования, обслуживающих грузопотоки, при использовании железнодорожного транспорта основывается на каче-

ственной и количественной взаимоувязке смежных процессов. Устанавливается рациональное сочетание вместимости ковша забойных экскаваторов, полезной массы локомотивосостава и вместимости ковша отвальных экскаваторов и рассчитывается количество основного оборудования в смежных процессах.

При технологических комплексах с использованием автотранспорта горная масса грузится экскаваторами или погрузчиками в автосамосвалы. Вскрыша поступает на отвалы, а полезное ископаемое – на технологический комплекс карьера. Отвалообразование осуществляется с помощью бульдозеров.

При формировании комплексов оборудования грузопотоков в первую очередь подбирается соотношение вместимости ковша и кузова автосамосвала. Оно находится в пределах 2–10. Расчеты показывают, что оптимальное соотношение при расстоянии транспортирования 1–2 км составляет 3–4, а при транспортировании на 7–8 км увеличивается до 8–10. Тип автосамосвала принимается по параметрическому ряду их грузоподъемности.

При разработке наклонных и крутых залежей с увеличением глубины карьеров и расстояния перевозок значительно возрастает доля затрат на транспортирование горной массы. В этих условиях зачастую целесообразно применять комбинированный транспорт, позволяющий использовать преимущества разных видов транспорта. Каждому виду транспорта выделяется участок, где наиболее полно используются его преимущества. Формирование комплексов оборудования при комбинированном транспорте связано в основном с наличием перегрузочных пунктов и особенностями эксплуатации видов транспорта, входящих в комбинацию.

При использовании технологических комплексов с автомобильно-железнодорожным транспортом горная масса грузится мехлопатами в автосамосвалы и доставляется к перегрузочному пункту, где она перегружается в локомотивосоставы и перевозится к приемным пунктам.

При автомобильно-железнодорожном транспорте способ перегрузки оказывает влияние на выбор грузоподъемности автосамосвала, думпкаров, вместимость ковша экскаваторов и др.

Экскаваторный способ перегрузки обеспечивает независимость работы различных транспортных средств. Недостатком является потребность в дополнительных экскаваторах, больших площадках для организации перегрузочных пунктов и др. Параметры экскаваторов на перегрузочных пунктах должны соответствовать параметрам подвижного состава. Отношение вместимости вагона к вместимости ковша экскаватора должно быть 4–6.

Другой способ перегрузки – непосредственный позволяет избежать этих недостатков, но обладает другими: трудно достичь синхронности работы разных видов транспорта; возможно повреждение думпкаров при перегрузке и засорение ж.д. путей породой и др. При непосредственной перегрузке необходимо соблюдать следующие условия:

- вместимость автосамосвала не должна превышать вместимости думпкара;

- вместимость кузова автосамосвала должна быть кратна вместимости кузова думпкара.

При использовании технологических комплексов с автомобильно-конвейерным транспортом перегрузочный пункт оборудуется дробильными или грохотильными установками с пластинчатыми конвейерами.

Горная масса грузится экскаваторами в автомобильный транспорт и доставляется на перегрузочный пункт, где дробится и откуда она подается подъемными и магистральными конвейерами к пункту разгрузки. Отвалообразование осуществляется с помощью ленточных конвейеров. Конвейеры для подъема горной массы на поверхность могут устанавливаться открытыми, в галереях, в наклонном стволе.

Основной недостаток комплекса состоит в необходимости периодического переноса громоздких дробильных установок, который в настоящее время исключается за счет применения транспортируемых и самоходных дробильных комплексов.

При применении грохотильных установок, подгрохотный продукт поступает на конвейер и транспортируется к приемным пунктам. Надгрохотный продукт транспортируется из карьера автосамосвалами или разрушается на месте, например, бутобоями.

При использовании комплексов с комбинацией автомобильного и железнодорожного транспорта со скиповым подъемом горная масса доставляется автосамосвалами к полустационарному перегрузочному пункту в карьере, где перегружается в скипы и поднимается на поверхность к постоянному перегрузочному пункту, где вновь перегружается в железнодорожный транспорт. Такую комбинацию целесообразно применять при разработке глубоких горизонтов крутопадающих месторождений с устойчивыми боковыми породами.

Достоинствами скипового подъема являются значительное сокращение расстояния транспортирования на подъеме, минимальные капитальные затраты на строительство капитальных траншей, надежная работа в любых климатических условиях и др. Недостатком является двойная перегрузка горной массы, трудность углубки траншей при подготовке новых горизонтов, доставки людей и оборудования в карьер.

Загрузка скипов может быть непосредственной или с помощью бункеров, оборудованных дозаторами. Перегрузка горной массы из скипов в думпкары осуществляется с помощью стационарных бункеров и пластинчатых питателей.

При комбинированном транспорте с использованием канатных подвесных дорог полезное ископаемое грузится в автосамосвалы и транспортируется на перегрузочный пункт на борту карьера, где перегружается в вагонетки с помощью приемных бункеров и транспортируется к месту разгрузки.

Канатные подвесные дороги применяются при сложном рельефе поверхности, не позволяющем проложить дорогу для колесного транспорта.

Они позволяют транспортирование полезного ископаемого по кратчайшему расстоянию.

1.19. ПАРАМЕТРЫ ГРУЗОПОТОКОВ

Грузопоток – количество грузов, отправленных, перевезенных и доставленных транспортом в определенном направлении. Характеризуется календарным количеством, обычно, в смену, сутки, месяц и год.

Параметр – величина, характеризующая основное свойство процесса, системы (объем, масса, расстояние и т. д.).

Главным параметром грузопотока является его *мощность*, тыс. м³ или тыс. т.

Грузопоток может быть сосредоточенным (например, добычной, вскрышной грузопоток, тыс. м³) или распределенным (разветвленным) в пространстве (вскрыша – на отвалы, м³, полезное ископаемое – на склад, тыс. т).

Другим основным параметром грузопотока является *грузооборот*. Это основной показатель работы транспорта. Исчисляется как произведение количества перевезенного груза (т) и расстояния перевозки (км). Еще одним параметром грузопотока, который связан с грузоподъемностью транспортных средств и расстоянием транспортирования является его *интенсивность* или *напряженность*, которые характеризуются реальной пропускной способностью грузопотока или количеством транспортных средств в грузопотоке в единицу времени.

Грузопотоки карьера – это устойчивые во времени (в смену, сутки), по направлениям и объему перемещения горных пород потоки грузов (п.и. и вскрыши) в карьере. Грузопоток может исходить из одного забоя (*элементарный* грузопоток), из нескольких забоев (блоков) на уступе или горизонте, со всех горизонтов. Грузопоток из забоя или с горизонта, имеющий транспортную связь со своим пунктом приема грузов, называется *отдельным*. Группа элементарных грузопотоков, объединенных общими транспортными коммуникациями, образует *общий* грузопоток горизонтов или карьера. При распределении карьерных грузов по нескольким приемным пунктам (отвалам и складу) элементарный или общий грузопоток рассредоточивается (разветвляется). Если от забоя до пункта приема груза используется один вид транспорта, грузопоток называется *простым*, а если несколько видов и перегружочное устройство – *комбинированным*.

В связи с изложенным, рассматривается еще один параметр грузопотоков, называемый *интерференцией* грузопотоков, т. е. их взаимное влияние, вследствие которого основные параметры грузопотоков при работе в общем комплексе отличаются от параметров в изолированном виде. Этот параметр характерен для автотранспорта. Количество автосамосвалов для каждого экскаватора рассчитывается из условия обеспечения их производительности, а, следовательно, равномерности подачи машин под погрузку с учетом их грузоподъемности, т. е. с примерно одинаковой частотой. В результате сложения отдельных грузопотоков в общие, частоты движения накладываются, а зна-

чит интенсивность движения транспорта и мощность грузопотока неизбежно снижаются, что следует учитывать в расчетах.

2. ВСКРЫТИЕ РАБОЧИХ ГОРИЗОНТОВ КАРЬЕРА

2.1. ВЗАИМОСВЯЗЬ ГРУЗОПОТОКОВ И ВСКРЫТИЯ КАРЬЕРА

Возможное размещение карьерных грузопотоков учитывается при проектировании вскрытия карьерного поля, т. е. при строительстве вскрывающих выработок (траншей, полутраншей, съездов). При этом для уменьшения объема горно-строительных работ карьерные грузопотоки целесообразно объединять, а для упрощения организации движения транспорта иметь отдельные грузопотоки. Обычно разделяют грузопотоки полезного ископаемого и вскрыши, грузопотоки с различными или комбинированными видами транспорта, бестранспортные и транспортные, а также мощные грузопотоки и при большой длине фронта работ и др.

По существу, грузопотоки делят карьер на зоны, в которых функционируют комплекты горного (например, бестранспортного, транспортного) и транспортного оборудования (например авто и ж.д.), связанные или несвязанные между собой общей схемой вскрытия.

Разделение комплексной механизации по грузопотокам представляет собой, по существу, материальную часть организации горных работ в карьере по *технологическим потокам*. Технологические потоки – это технологически связанная совокупность горных машин и транспорта установленной производительности, независимо ведущих разработку определенной зоны карьера с выполнением всех технологических процессов горного производства в определенном ритме.

2.2. ОБЩИЕ ПОНЯТИЯ О СПОСОБАХ, СХЕМАХ И СИСТЕМЕ ВСКРЫТИЯ КАРЬЕРНЫХ ПОЛЕЙ

При проектировании карьеров возникает задача оптимального размещения транспортных коммуникаций в плане и в профиле карьера, т. е. вскрытия карьерного поля. Вскрытие карьерного поля осуществляется горными выработками, обеспечивающими транспортный доступ с земной поверхности к рабочим горизонтам карьера с целью доставки вскрышных пород на отвалы, а полезного ископаемого к пунктам их приема на поверхности.

Различают способ, схему и систему вскрытия.

Способ вскрытия характеризуется типом вскрывающих выработок. В большинстве случаев это открытые горные выработки, реже подземные или их сочетание. В некоторых случаях вскрытие отдельных горизонтов карьера может осуществляться и без проведения горных выработок (например, при разработке в акватории водоисточника (реки, озеро) с помощью драг, земснарядов и др.).

Схема вскрытия – это совокупность всех вскрывающих горных выработок, обеспечивающих в данный период времени (10–15 лет) грузотранспортную связь рабочих горизонтов карьера с горизонтами доставки горной массы. Схема вскрытия характеризуется типом, числом и пространственным положением вскрывающих выработок при фактическом положении горных работ.

Система вскрытия – это последовательность изменения схем вскрытия на период существования карьера. Система вскрытия характеризует совокупность способов и схем вскрытия рабочих горизонтов карьера за период разработки месторождения в целом.

Вскрытие рабочих горизонтов с использованием основных видов карьерного транспорта требует проведения специальных наклонных горных выработок, параметры которых должны соответствовать техническим возможностям транспортных средств (в основном по преодолению уклона), учитывать интенсивность их движения и физико-механические характеристики пород, в которых проводятся выработки.

В зависимости от угла падения залежи работы по вскрытию могут заканчиваться в период строительства карьера (горизонтальные и пологие месторождения) или производиться в течение всего периода эксплуатации месторождения (наклонные и крутопадающие).

2.3. КЛАССИФИКАЦИЯ СПОСОБОВ ВСКРЫТИЯ И СХЕМЫ ГРУЗОПОТОКОВ ПРИ РАЗЛИЧНЫХ СПОСОБАХ ВСКРЫТИЯ

Способ вскрытия определяется рядом признаков, в первую очередь, видом вскрывающих выработок.

В большинстве случаев рабочие горизонты карьера вскрывают открытыми выработками – *капитальными траншеями и полутраншеями*. Реже подземными выработками (тоннелями, стволами и т. д.), а также *комбинированным способом*.

Капитальные траншеи и полутраншеи различаются по следующим основным признакам:

- *расположению относительно конечного контура* карьера на поверхности;
- *величине уклона* вскрывающих выработок;
- *числу уступов*, обслуживаемых траншеями, имеющими общую трассу;
- *основному назначению траншей*;
- *сроку службы* вскрывающих выработок или стационарности.

Траншеи, предназначенные для автомобильного и железнодорожного транспорта (колесного) являются *наклонными*, а оборудуемые подъемниками (конвейерными, скиповыми и др.) – *крутыми*.

В зависимости от числа уступов, обслуживаемых траншеей с общей трассой (один, группа, все уступы), различают соответственно *отдельные, групповые и общие* траншеи.

По расположению относительно контура карьера траншеи могут быть *внешними* (располагаться вне контура) и *внутренними* (в контуре). Внешние траншеи могут быть стационарными и полустационарными. Внутренние траншеи могут быть стационарными (располагаться на нерабочем борту карьера), полустационарными и временными (при перераспределении во времени объемов вскрышных работ для уменьшения объемов горностроительных работ).

Рабочий горизонт, вскрытый одной (*одинарной*) траншеей обеспечивает маятниковое (возвратное) движение транспорта. Если рабочий горизонт вскрывается двумя траншеями (порожняковой и грузовой), то обеспечивается сквозное движение транспортных средств и, тем самым, повышение степени использования горного оборудования. Такие траншеи называют *парными*, они могут иметь внешнее или внутреннее заложение и состоять из пары отдельных, групповых или общих траншей.

По расположению вскрывающих выработок относительно карьерного поля различают вскрытие *фланговыми* и *центральными* траншеями или подземными выработками.

Различают также вскрытие со стороны *лежащего* или *висячего* бока залежи, с *торца* карьера. По отношению к фронту работ уступов вскрывающие выработки могут иметь фланговое или центральное заложение (рис. 2.3.1).

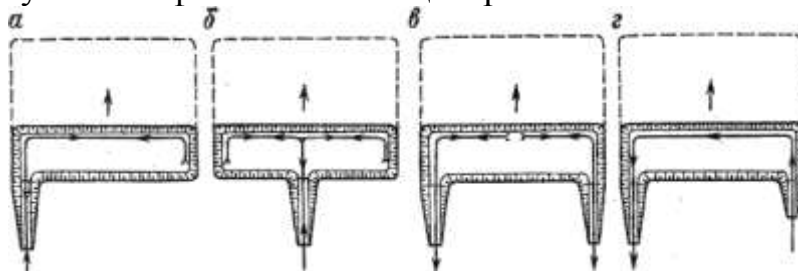


Рис. 2.3.1. Заложение траншей

При различных способах вскрытия образуются и различные схемы грузопотоков. При разработке одного забоя на одном уступе формируется *элементарный грузопоток*, а из нескольких забоев на одном уступе – *грузопоток уступа*. Грузопотоки уступов объединяются в *грузопотоки карьера*.

Соединяющиеся элементарные грузопотоки образуют *сходящийся грузопоток*, который на поверхности может разделяться – *расходящийся грузопоток*. В целом в начале сходящийся, а затем расходящийся грузопоток называется *сложным*.

В том случае, если грузопоток обслуживается различными видами транспорта и имеет перегрузочные пункты, его называют *комбинированным*.

Если грузопоток состоит из разнородных частей горной массы, его называют *разнородным*.

Грузопоток карьера называют *сосредоточенным*, если грузопотоки уступов сосредотачиваются на одних выходных транспортных коммуникациях из карьера, а в противном случае *рассредоточенным*.

Несколько грузопотоков в карьере могут быть:

- *независимыми* друг от друга, если работа комплексов оборудования грузопотоков не зависит друг от друга;

- *зависимыми*, если оборудование периодически перераспределяется по смежным грузопотокам (открытый цикл работы транспорта, например);

- *жестко зависимыми*, если транспорт работает по жестко установленным графикам движения.

Примеры организации грузопотоков и различных способов вскрытия приведены на рис. 2.3.2.

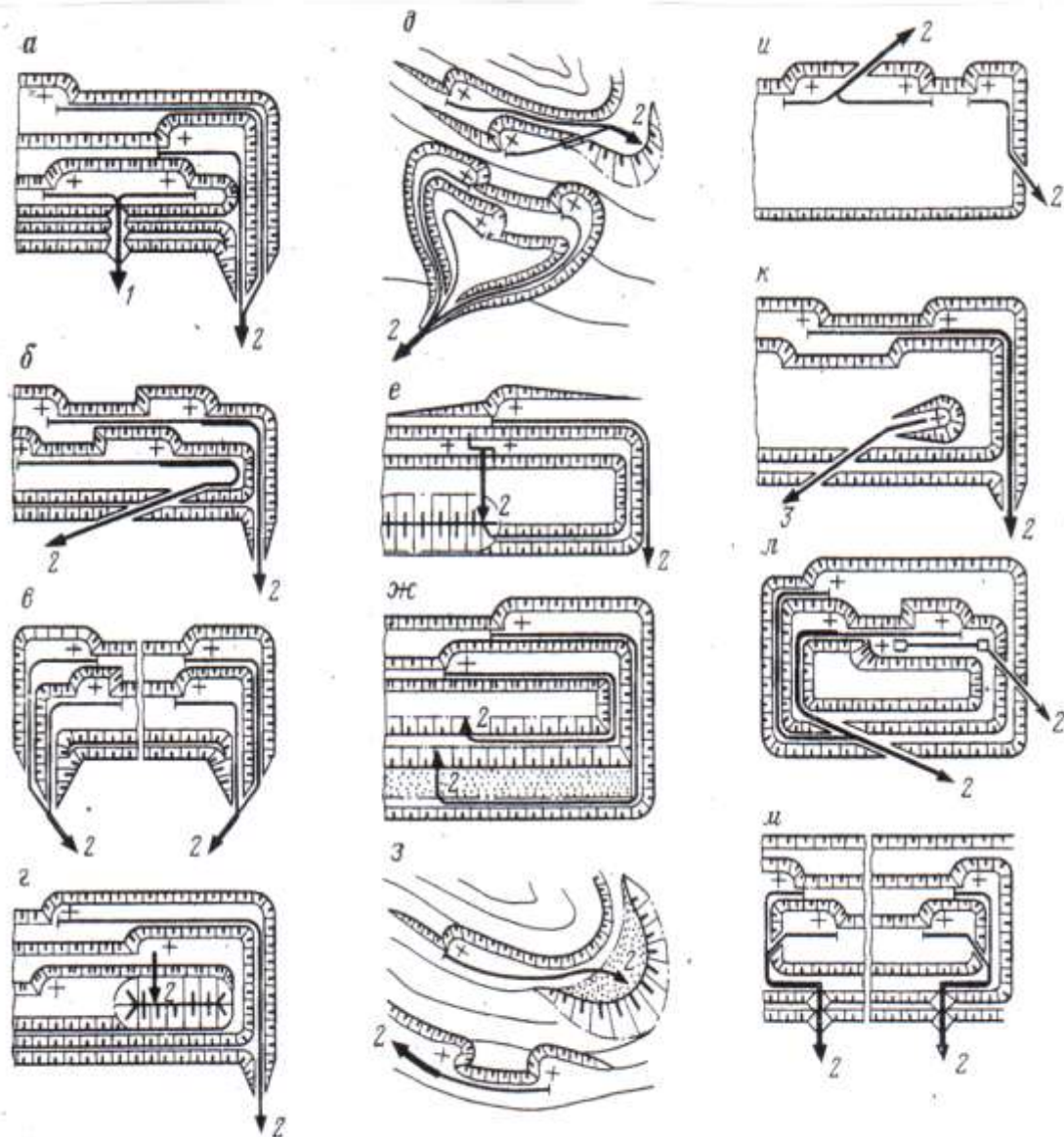


Рис. 2.3.2. Способы вскрытия и формирование грузопотоков карьера

Прежде всего стремятся разделить грузопотоки вскрыши и полезного ископаемого, особенно если используются различные виды транспорта (рис. 2.3.2, а).

При больших масштабах вскрышных работ выделяют несколько грузопотоков вскрышных пород и соответствующим образом группируют вскрывающие выработки (рис. 2.3.2, б).

При больших размерах карьерных полей целесообразно создавать два-три транспортных выхода с группы вскрышных уступов (рис. 2.3.2, в, м).

Отдельные грузопотоки создаются при перевозке вскрыши верхних горизонтов на отвалы (внешние, внутренние) и перевалке пород нижнего горизонта во внутренний отвал (рис. 2.3.2, г, е).

При перевозке пород на рассредоточенные отвалы (рис. 2.3.2, д, з).

При перемещении вскрышных пород во внутренние отвалы средствами колесного и конвейерного транспорта по горизонтам (бестраншейное вскрытие) отдельными грузопотоками и складировании в отдельные ярусы (рис. 2.3.2, ж).

При использовании автосамосвалов, скреперов вскрышные породы перемещаются через систему временных траншей по минимальному расстоянию транспортирования (рис. 2.3.2, и).

В случае когда для перевозок пород применяются различные виды транспорта, грузопотоки отдельных уступов, групп уступов разделяются (рис. 2.3.1, к, л).

2.4. КЛАССИФИКАЦИЯ ВСКРЫВАЮЩИХ ВЫРАБОТОК

Первая классификация вскрывающих выработок или наклонных траншей разработана проф. Е. Ф. Шешко. Классификация делит наклонные траншеи в зависимости от признаков их расположения относительно конечного контура (внешние или внутренние), направления перемещения грузов (маятниковое, т. е. и в грузовом и порожнем направлениях или поточное, т. е. только в грузовом и только поточном направлениях), числа уступов обслуживаемых системой траншей (отдельные, групповые или общие), их стационарности (стационарные и временные).

Дальнейшее развитие эта классификация получила в работе акад. АН СССР В. В. Ржевского путем деления траншей на наклонные (для автомобильного и железнодорожного транспорта) и крутые (скиповой, клетевой, бесклетевой канатный подъемы, ленточные конвейера) в зависимости от их характерных подъемов (табл. 2.4.1), а также добавлением подземных вскрывающих выработок (табл. 2.4.2).

Таблица 2.4.1

Характерные подъемы капитальных траншей

Траншеи	Транспорт	Уклон при подъеме, ‰	Уклон при спуске, ‰
Наклонные	железнодорожный:		
	а) с электрической тягой; б) с моторвагонами	25–40 40–60	до 60 до 120
Крутые	автомобильный	60–100	до 120
	с тягачами	120–150	120–150
	конвейерный	250–330	250–330
	клетевой	250–500	250–500
	скиповой	500–1000	500–1000

Классификация капитальных траншей (по В. В. Ржевскому)

Признак способа вскрытия	Открытыми выработками	Подземными выработками	Комбинацией открытых и подземных выработок
Положение вскрывающих выработок относительно конечного контура карьера	Внешними, внутренними или смешанными	Внешними, внутренними или смешанными	Внешними, внутренними или смешанными
Стационарность выработок	Стационарными, полустационарными или временными	Стационарными	Стационарными или комбинацией стационарных с полустационарными
Наклон выработок	Крутыми или наклонными	Стационарными	Комбинацией вертикальных, крутых, наклонных или горизонтальных
Число обслуживаемых горизонтов	Отдельными, групповыми, общими	Отдельными, групповыми, общими	Отдельными, групповыми, общими
Характер движения транспортных средств на уступе (поточное или маятниковое)	Одианными или парными	Одианными или парными	Одианными или парными

2.5. ТРАССА КАПИТАЛЬНЫХ ТРАНШЕЙ

Трассой капитальной траншеи называется ее продольная ось, положение которой установлено в пространстве. В зависимости от положения трассы относительно конечного контура карьера различают трассы внешние, внутренние и смешанные. В последнем случае верхние уступы карьера вскрыты траншеями внешнего заложения, а нижние – траншеями внутреннего заложения (рис. 2.5.1).

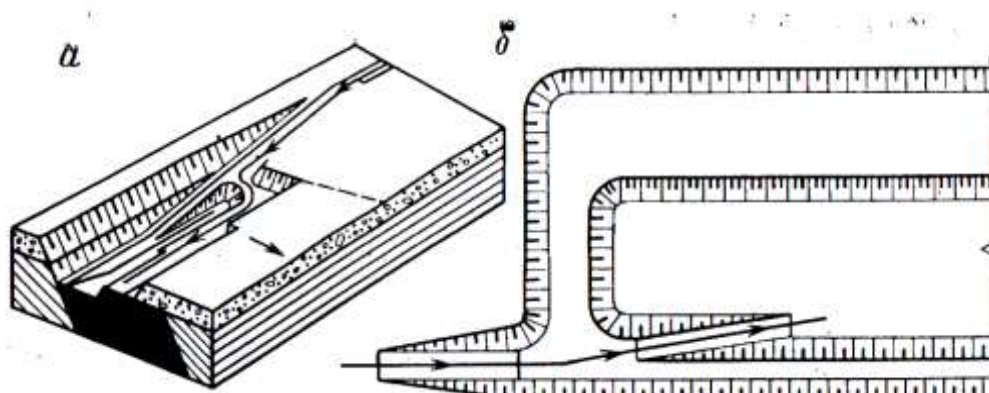


Рис. 2.5.1. Общий вид (а) и план (б) трассы капитальной траншеи смешанного заложения

По сроку службы различают трассы стационарные (расположены на нерабочем борту карьера) и временные (трассы скользящих съездов на рабочем борту карьера).

Основными параметрами трассы являются величина ее подъема, глубина заложения (разность отметок начала и конца трассы), минимальный радиус криволинейных участков, теоретическая и действительная длина трассы, число и конструкция пунктов примыкания наклонных участков к горизонтальным.

Положение трассы капитальной траншеи в пространстве характеризуется ее продольным профилем (проекцией оси капитальной траншеи на вертикальную плоскость) и планом (проекцией оси капитальной траншеи на горизонтальную плоскость).

Продольный профиль трассы включает горизонтальные и наклонные участки, а также участки сопряжения между ними (пункты примыкания). Различие возможных вариантов сопряжения определяется условиями трогания транспортных средств при их вынужденной остановке. В соответствии с этим различают примыкание на руководящем, смягченном подъеме и горизонтальных площадках (рис. 2.5.2).

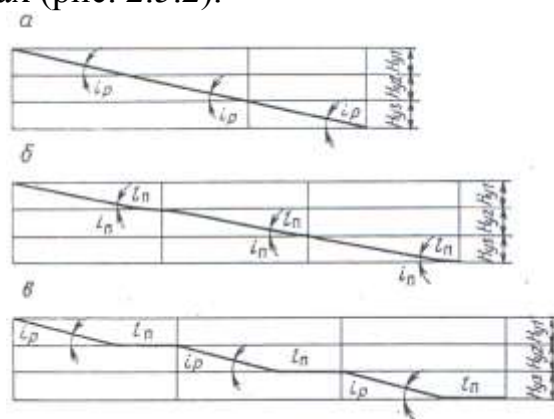


Рис. 2.5.2. Способы примыкания капитальных траншей к рабочим горизонтам: на руководящем (а), смягченном (б) подъеме и на горизонтальной площадке (в)

В случае примыкания на руководящем подъеме, удельная сила сопротивления движению в момент трогания на нем значительно превышает аналогичную силу при равномерном движении по руководящему подъему. В этом случае для обеспечения трогания с места после остановки требуется увеличение сцепного веса локомотива на 10–50 %. Однако при таком продольном профиле трассы обеспечиваются ее минимальные длина и объем траншей.

При примыкании на смягченном подъеме, при подходе наклонного участка трассы к лежащему выше рабочему горизонту, устраивается участок определенной длины (200–250 м), имеющий меньший подъем ($i_{см}$), чем руководящий (i_p). Он составляет 60–65 % от руководящего. Это обеспечивает трогание и разгон локомотивосостава без увеличения мощности локомотива. Длина трассы в этом случае увеличивается на величину, определяемую по формуле

$$\Delta L_T = n \cdot L_{см} \cdot (1 - i_{см} / i_p), \text{ м,}$$

где n – число смягченных участков.

Примыкание на горизонтальной площадке вызывает увеличение длины трасы на величину

$$\Delta L_T = n \cdot l_{п},$$

где $l_{п}$ – длина участка примыкания, м.

Трассы капитальных траншей в плане подразделяются на простые (имеют одно направление движения) и сложные (имеют несколько участков с разным направлением движения). В зависимости от положения участков движения в контуре карьера и способа их соединения, различают форму трасы петлевой, тупиковую, спиральную (рис. 2.5.3) и комбинированную.

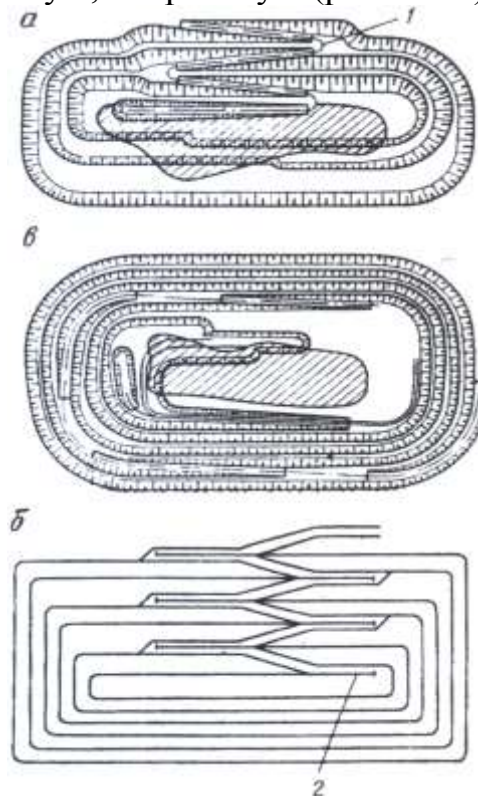


Рис. 2.5.3. Формы трасс капитальных траншей:
а – петлевая; б – тупиковая; в – спиральная; 1 – петля; 2 – тупик

Капитальные траншеи внешнего заложения всегда имеют простую форму трасы. При вскрытии карьерного поля капитальными траншеями внутреннего заложения форма трасы зависит от соотношения длины $L_б$ борта карьера, предназначенного для размещения трасы и ее действительной длины $L_{тд}$. Если $L_{тд} \leq L_б$, трасса имеет простую форму, а если $L_{тд} < L_б$ – сложную.

Различают теоретическую и действительную длину трасы капитальной траншеи.

Теоретическая длина трасы определяется по формуле

$$L_{тт} = (H_n - H_k) / \text{tg} \alpha_T = (H_n - H_k) \cdot 1000 / i_T,$$

где H_n, H_k – отметки начала и конца трассы соответственно, м; α_t – угол подъема трассы в градусах; i_t – величина подъема трассы, ‰

Действительная длина трассы всегда больше теоретической из-за наличия участков примыкания и определяется по формуле

$$L_{\text{тд}} = L_{\text{тт}} \cdot k_y,$$

где k_y – коэффициент удлинения трассы из-за ее развития (условий примыкания). Он характеризуется следующими данными: на руководящем подъеме $k_y = 1-1,2$; на смягченном $1,2-1,3$; на горизонтальных площадках $1,3-1,6$.

К основным факторам, определяющим выбор формы трассы, относят условия залегания полезного ископаемого, рельеф поверхности, размеры карьерного поля в плане и вид карьерного транспорта.

2.6. ВЫБОР СПОСОБА ВСКРЫТИЯ КАРЬЕРНОГО ПОЛЯ

При обосновании способа вскрытия карьерного поля руководствуются следующими соображениями: принятый способ должен обеспечить минимальные затраты на транспортирование вскрыши и полезного ископаемого, минимальный объем горно-капитальных работ, рациональное распределение объемов добычи и вскрышных пород в пространстве карьера за весь срок отработки карьерного поля. Оптимальный вариант способа вскрытия определяется минимумом затрат на строительство карьера и на его эксплуатацию в начальный период (первые 10–15 лет).

Типичные условия применения различных способов вскрытия для месторождений с различными углами падения залежи рассмотрены ниже.

Характерной особенностью карьеров, разрабатывающих горизонтальные и пологие месторождения, является их небольшая глубина и значительные размеры в плане. Такие месторождения разрабатываются с перевалкой всей или части (нижний вскрышной горизонт) вскрыши в выработанное пространство карьера. Вскрытие карьерных полей осуществляется комбинированным способом – бестраншейное вскрытие вскрышного уступа, отрабатываемого с перевалкой пород и вскрытие добычных горизонтов с применением капитальных траншей (одной или двумя фланговыми, центральной или комбинацией центральной и фланговой).

Отработка верхних горизонтов таких карьеров с перемещением вскрыши на внешние отвалы может осуществляться с помощью отдельных, групповых и общих капитальных траншей.

Вскрытие схемой отдельных капитальных траншей внешнего или внутреннего заложения применяется при незначительной глубине карьеров (2–3 уступа) и целесообразности рассредоточения грузопотоков (рис. 2.6.1).

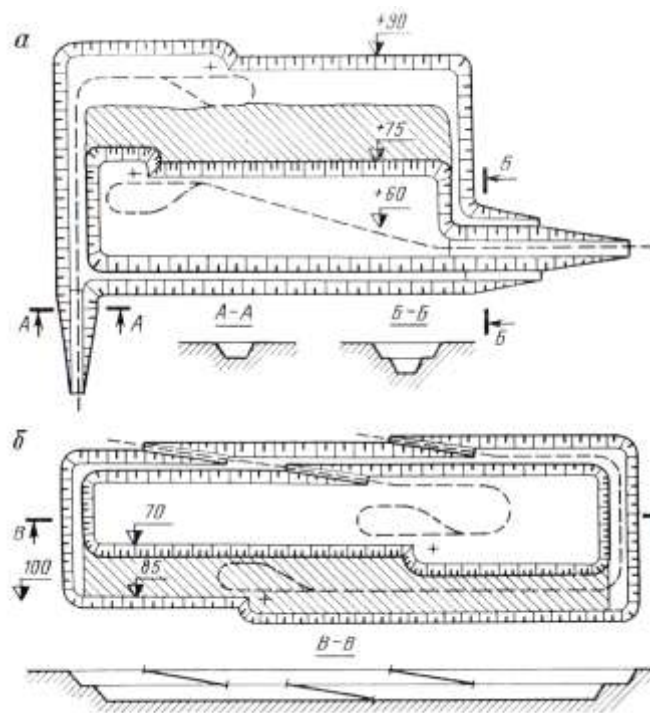


Рис. 2.6.1. Схема отдельных капитальных траншей внешнего (а) и внутреннего (б) заложения

Вскрытие схемой групповых капитальных траншей (рис. 2.6.2) применяется при 4 – 6 уступах.

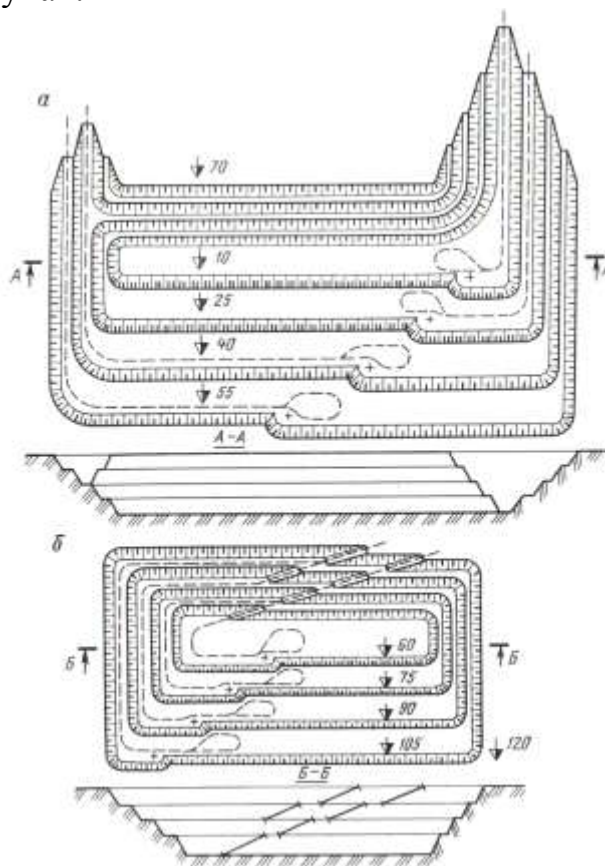


Рис. 2.6.2. Схемы групповых капитальных траншей внешнего (а) и внутреннего (б) заложения

Вскрытие схемой общих капитальных траншей внешнего заложения (рис. 2.6.3) применяется при 2–3 вскрываемых уступах и отсутствии необходимости рассредоточения грузопотоков. Вскрытие схемой общих капитальных траншей внутреннего заложения применяется при 4–8 уступах. В последнем случае траншеи могут иметь и смешанное заложение: верхние 2–3 уступа вскрываются траншеями внешнего заложения, а нижние – внутреннего.

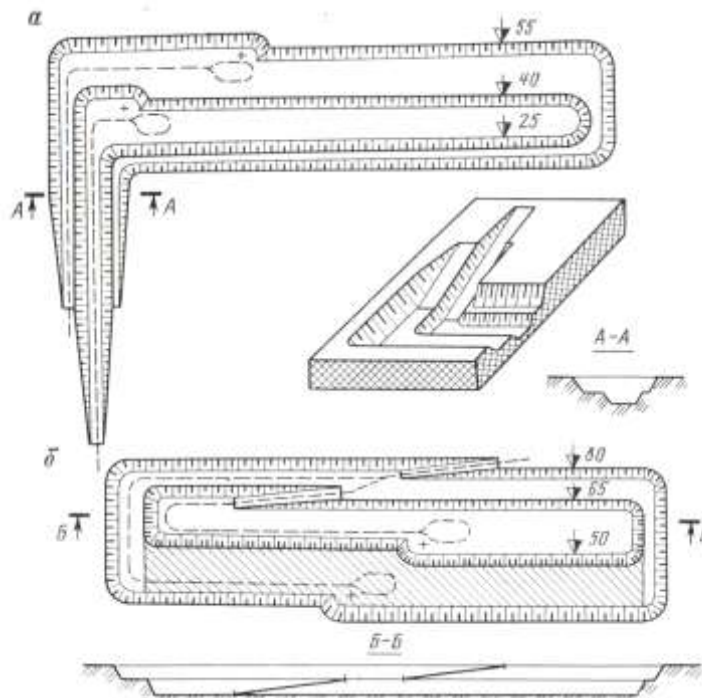


Рис. 2.6.3. Системы общих капитальных траншей: внешнего (а) и внутреннего (б) заложения

Особенностями карьеров, разрабатывающих наклонные и крутопадающие месторождения, являются значительная глубина (150 м и более), постепенное с ростом глубины увеличение числа вскрываемых уступов, непостоянство объемов грузопотоков, перемещение горной массы за контуры карьера, наличие скальных и полускальных пород, обеспечивающих высокую устойчивость бортов. Такие месторождения вскрываются системой общих или групповых капитальных траншей внутреннего и смешанного заложения, а в ряде случаев – подземными выработками.

В зависимости от угла падения залежи трасса капитальных траншей является стационарной или скользящей. При разработке наклонных залежей трасса капитальной траншеи закладывается со стороны лежачего бока залежи на нерабочем борту карьера в его конечном положении и является стационарной. В случае разработки крутых залежей трасса капитальных траншей располагается на одном или двух рабочих бортах и в начальный период разработки является скользящей. После достижения уступами своего конечного положения участки трассы капитальных траншей в пределах этих уступов становятся стационарными. На скользящих участках трассы величина подъема уменьшается на 35 % по сравнению с руководящим подъемом.

При разработке крутых залежей обычно применяются тупиковая (при железнодорожном транспорте) и петлевая (при автотранспорте) формы трассы. Спиральную форму трассы целесообразно применять при разработке штокообразных глубоких залежей округлой формы в плане.

Крутые капитальные траншеи применяются при использовании в карьере конвейерного транспорта, клетевых и скиповых подъемников. Форма трассы таких траншей может быть простой при использовании подъемников или сложной (для ленточных конвейеров).

Способ вскрытия подземными горными выработками применяется при разработке нагорных и глубинных месторождений, когда это выгоднее по сравнению с капитальными траншеями. В качестве вскрывающих выработок применяются вертикальные и наклонные стволы, рудоспуски, штольни, квершлагги и др. (рис. 2.6.4).

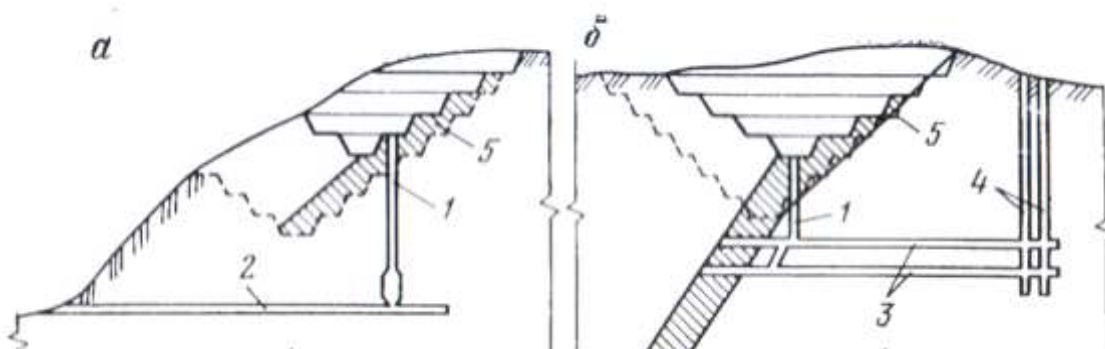


Рис. 2.6.4. Схема вскрытия нагорного (а) и глубинного (б) месторождений подземными горными выработками:

1 – рудоспуск; 2 – штольня; 3 – квершлагги; 4 – стволы; 5 – контур карьера

Вскрытие нагорного месторождения, имеющего поверхность в виде косогора, осуществляется полутраншеями внешнего заложения (рис. 2.6.5).

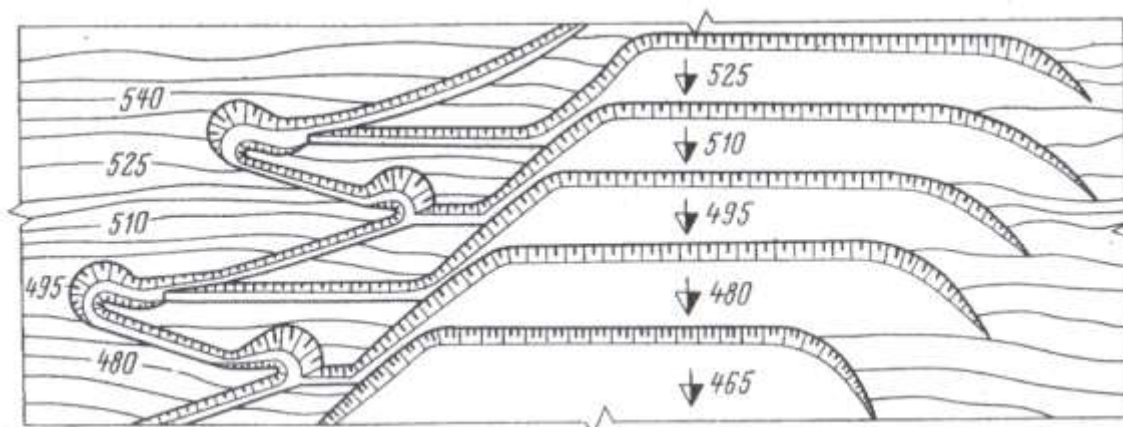


Рис. 2.6.5. Схема вскрытия нагорного месторождения полутраншеями

Рабочие горизонты вскрываются системой отдельных или групповых полутраншей, что позволяет иметь отдельные отвалы пустых пород для каждого уступа в непосредственной близости от карьера вне его конечных контуров.

3. ВСКРЫВАЮЩИЕ И ПОДГОТАВЛИВАЮЩИЕ ВЫРАБОТКИ КАРЬЕРОВ

3.1. СПОСОБЫ ПРОВЕДЕНИЯ ВЫРАБОТОК

Способ проведения вскрывающих выработок связан, в первую очередь, со способом вскрытия месторождения.

В соответствии с классификацией способов вскрытия по В. В. Ржевскому все *способы проведения вскрывающих горных выработок можно разделить*, во-первых, на открытые, подземные и комбинированные. Во-вторых, в соответствии с признаками способа вскрытия, по конструкции этих выработок и времени их существования, а значит и величине объемов по их проведению.

Вскрывающие выработки соединяют отметку вскрываемого горизонта или отметки уже действующих горизонтов и поверхности (рис. 3.1.1, а). Горные работы на каждом горизонте начинаются с создания первоначального фронта горных работ, для чего проводятся *подготавливающая выработка – горизонтальная разрезная траншея* (рис. 3.1.1, б) или первоначальный котлован (рис. 3.1.1, в, г). Породу при этом размещают в прибортовом отвале или транспортируют на внешний отвал. Затем производится разнос одного или двух бортов разрезной траншеи или котлована. После необходимого разноса верхнего вскрывного уступа вновь появляется возможность вскрытия нижерасположенного горизонта и проведения в его пределах новой разрезной выработки. Горизонтальные подготавливающие горные выработки проводятся на разрезах регулярно и могут иметь значительный объем при наклонном и крутом падении залежи.

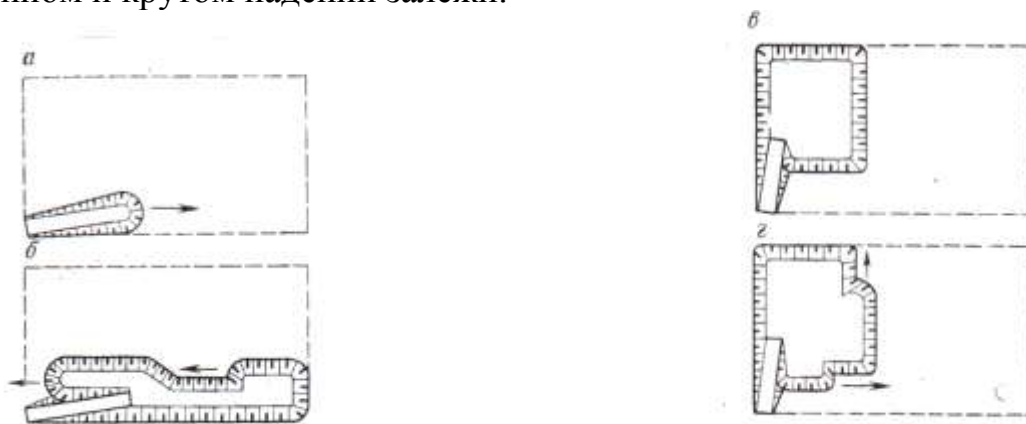


Рис. 3.1.1. Начальный период развития горных работ на горизонте

Способы проведения вскрывающих и подготавливающих выработок зависят также от видов применяемого на проходке *горного и транспортного оборудования и объема горных работ*.

Таким образом, способы проведения вскрывающих выработок определяются, во-первых, способом вскрытия (открытыми или подземными выработками или их комбинацией). При этом способы проведения открытых вскрывающих и подготавливающих горных выработок – траншей отличаются в общем случае в зависимости от их наклона: горизонтальные, наклонные,

крутые. Имеют особенности связанные с рельефом поверхности: на равнине – траншеи; на косогоре – полутраншеи (второй борт может отсутствовать).

Способы проведения траншей различаются также в зависимости от их поперечного сечения (в одну или несколько заходок по ширине, на один и более горизонтов) и от применяемой технологии выемки пород (с перевозкой или перевалкой вскрыши).

3.1.1. БЕСТРАНСПОРТНЫЙ СПОСОБ ПРОВЕДЕНИЯ ТРАНШЕЙ

Бестранспортный способ проведения траншей применяется, если имеется возможность породы, извлекаемые при проходке, разместить на бортах траншеи. В практике открытых горных работ наибольшее распространение получили схемы с применением драглайнов. Значительно реже используются мехлопаты с увеличенными рабочими параметрами.

Драглайны применяются при проходке траншей в мягких породах, не требующих проведения буровзрывных работ, а также в плотных глинистых и полускальных породах, разрабатываемых с помощью буровзрывных работ.

Вскрышные механические лопаты иногда используются при бестранспортном способе проходки траншей в полускальных и скальных породах, предварительно разрыхленных взрывом.

В зависимости от расположения оси хода экскаватора по отношению к продольной оси траншеи возможны следующие бестранспортные схемы проведения траншей.

Бестранспортная схема проходки траншеи драглайном с размещением породы на обоих бортах траншеи (рис. 3.1.1.1).

Основные размеры траншеи определяются из условия:

$$V_T \cdot k_p \leq 2V_o,$$

где V_T – объем (площадь в сечении на один метр длины выработки) породы вынимаемый из траншеи, m^3 ; k_p – коэффициент разрыхления породы; V_o – объем (площадь на метр длины) породы, который можно разместить на одном борту траншеи, m^3 .

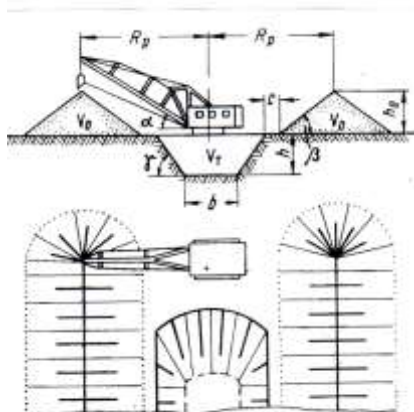


Рис. 3.1.1.1. Схема бестранспортной проходки траншеи драглайном при размещении породы на обоих бортах

Тогда максимально возможная ширина траншеи понизу определится из этого условия по следующей формуле:

$$b = (2V_0 - h^2 \cdot k_p \cdot \text{ctg}\alpha) / h \cdot k_p, \text{ м},$$

где h – глубина траншеи, м; α – устойчивый угол откоса борта траншеи, град.

Объем отвала на борту траншеи V_0 определяется линейными параметрами драглайна, по формуле

$$V_0 = [R_p - c - h \cdot \text{ctg}(\alpha - \beta/2)]^2 \cdot \text{tg}\beta, \text{ м}^3,$$

где R_p – радиус разгрузки драглайна, м; c – расстояние между нижней бровкой отвала и верхней бровкой траншеи, м; β – устойчивый (естественный) угол откоса отвала, град.

Работа драглайна по этой схеме ограничивается линейными параметрами драглайна и возможна при соблюдении следующих условий:

- глубина траншеи не должна превышать глубину черпания экскаватора;
- высота отвала не должна превышать высоту разгрузки экскаватора;
- расстояние от оси траншеи до центра отвала не должно превышать радиуса разгрузки экскаватора, т. е.

$$R_p = b/2 + h \cdot \text{ctg}\alpha + c + h_0 \cdot \text{ctg}\beta, \text{ м}.$$

При необходимости проходки более широких траншей с размещением породы на обоих бортах ось хода или шагания драглайна смещается от оси траншеи вначале к одному борту, а затем к другому, т. е. траншея проходится за два прохода (рис. 3.1.1.2). При этом линейные параметры драглайна искусственно увеличиваются на величину смещения оси движения экскаватора относительно оси траншеи. Кроме того, в этом случае, с целью увеличения скорости проходки, можно применять два экскаватора.

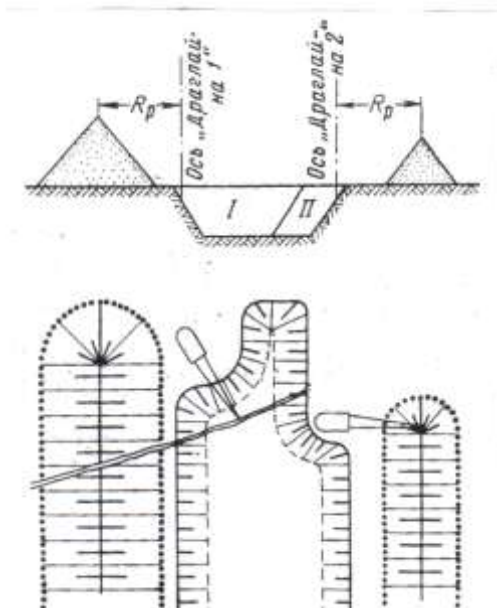


Рис. 3.1.1.2. Схема проходки траншеи за два прохода со смещением оси хода драглайна относительно оси хода

Для увеличения ширины траншеи применяют также способ проходки с зигзагообразным перемещением драглайна относительно продольной оси проводимой траншеи (рис. 3.1.1.3).

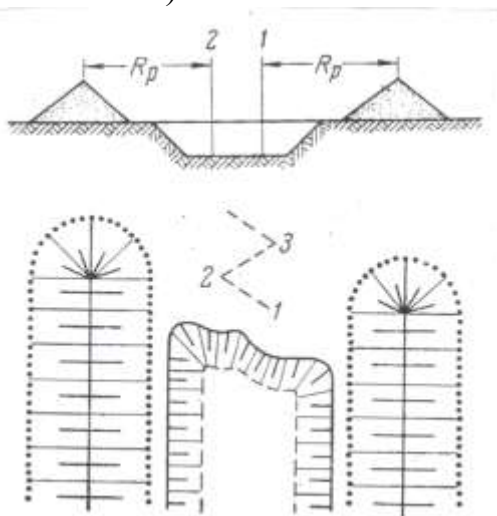


Рис. 3.1.1.3. Схема проходки траншеи с зигзагообразным перемещением драглайна

Бестранспортная схема проходки траншеи драглайном с размещением породы на одном из ее бортов. Эта схема применяется для проходки траншеи увеличенной ширины при горно-строительных работах, а также часто для отработки верхнего горизонта вскрыши в процессе эксплуатации наклонных, крутопадающих и при доработке пологопадающих месторождений (рис. 3.1.1.4).

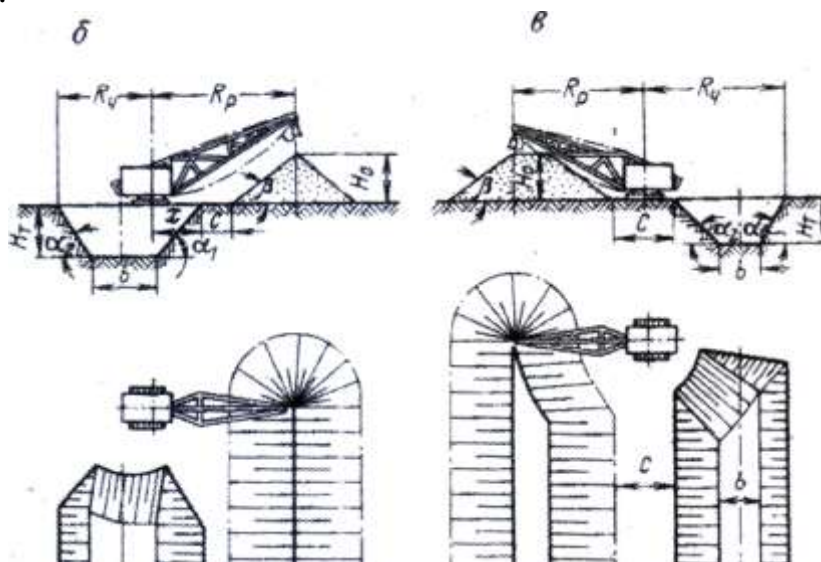


Рис. 3.1.1.4. Схемы проведения траншей драглайном с размещением породы на одном борту: а – поперечным забоем; в – продольным забоем

При работе по этой схеме ось хода драглайна смещается к нерабочему борту траншеи, т. е. к борту, на который укладывается порода от проходки траншеи. Ось драглайна при этом располагается на некотором расстоянии (1) от верхней бровки нерабочего борта траншеи

$$l = b + 2h \cdot \operatorname{ctg}\alpha - R_{\text{ч}}, \text{ м,}$$

где $R_{\text{ч}}$ – радиус черпания драглайна, м.

Работа по этой схеме возможна при соблюдении следующего условия

$$R_{\text{п}} = l + c + h_0 \cdot \operatorname{ctg}\beta, \text{ м.}$$

Весьма эффективна также схема проходки траншеи, когда драглайн перемещается в поперечном направлении от начальной выработки, занимая последовательное положение I, II и т. д. (рис. 3.1.1.5). Положение I драглайна определяется так же, как и вышеприведенной схеме, т. е. расстоянием (l). В этом положении драглайн производит выемку заштрихованной части траншеи и разгружает породу в первоначальный навал на нерабочий борт. Затем он перемещается в положение II с расчетом, чтобы из нового положения можно было забросить ковш в нижнюю крайнюю точку траншеи, т. е. шаг перехода драглайна равен

$$S = R_{\text{ч}} - c_1 - h \cdot \operatorname{ctg}\alpha, \text{ м,}$$

где c_1 – безопасное расстояние оси драглайна от верхней бровки траншеи, м.

Из положения II проходится следующая часть траншеи, породу из которой укладывают на нерабочий борт с образованием отвала в форме трапеции (рис. 3.1.1.5).

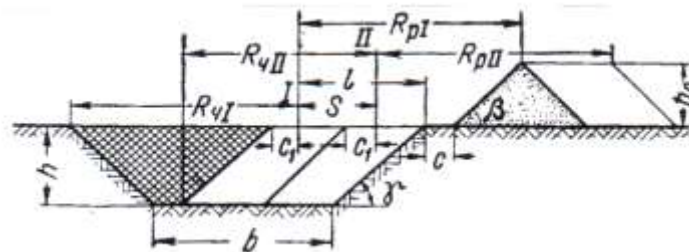


Рис. 3.1.1.5. Схема проходки траншеи с поперечным перемещением драглайна

Работа драглайна по этой схеме возможна при соблюдении следующего условия

$$R_{\text{чI}} + R_{\text{пI}} = b + 2h \cdot \operatorname{ctg}\alpha + c + h_0 \cdot \operatorname{ctg}\beta, \text{ м.}$$

При проходке широких траншей и в процессе эксплуатации месторождений применяются усложненные бестранспортные схемы с переэкскавацией породы (рис. 3.1.1.6). Эти схемы применяются в условиях, когда общие затраты на перевалку не превышают затрат при транспортном способе проходки, т. е. должно выполняться условие

$$V \cdot k_{\text{п}} \cdot c_{\text{б}} = V \cdot c_{\text{т}},$$

откуда

$$k = c_{\text{т}} / c_{\text{б}},$$

где V – объем траншеи, м^3 ; $c_{\text{б}}$ и $c_{\text{т}}$ – соответственно стоимость выемки 1 м^3 породы при бестранспортном и транспортном способах проходки траншеи, руб./ м^3 ; $k_{\text{п}}$ – кратность переэкскавации.

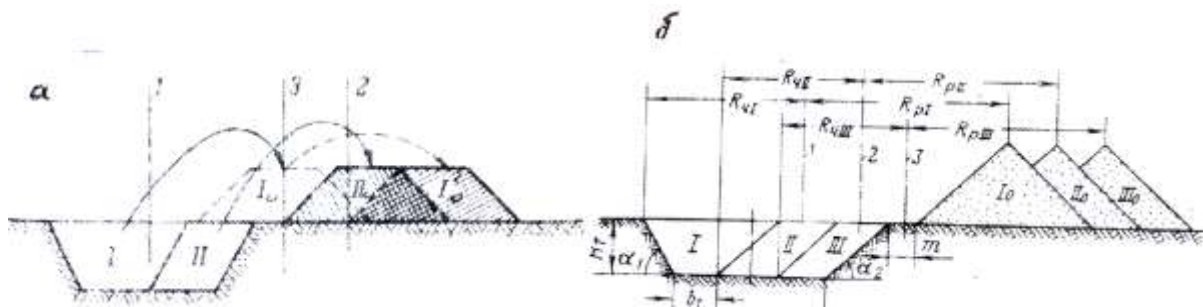


Рис. 3.1.1.6. Схема проходки траншеи драглайном с переэкскавацией породы

Драглайн в положении 1 разрабатывает первоначальную траншею сечением I с разгрузкой породы на борт траншеи. Затем он переходит в положение 2, переэкскавирует породы первоначального навала, освобождая место для укладки породы от последующей выемки траншеи сечением II. Выемка этого сечения траншеи производится из положения 3 с укладкой породы в отвал.

При проходке траншей по усложненным бестранспортным схемам применяют как одиночную, так и спаренную работу двух драглайнов. В первом случае драглайн попеременно работает на выемке вскрыши и переэкскавации навалов. Во втором случае один из них осуществляет собственно проходку траншеи, а второй работает на переэкскавации породы на отвале (рис. 3.1.1.7).

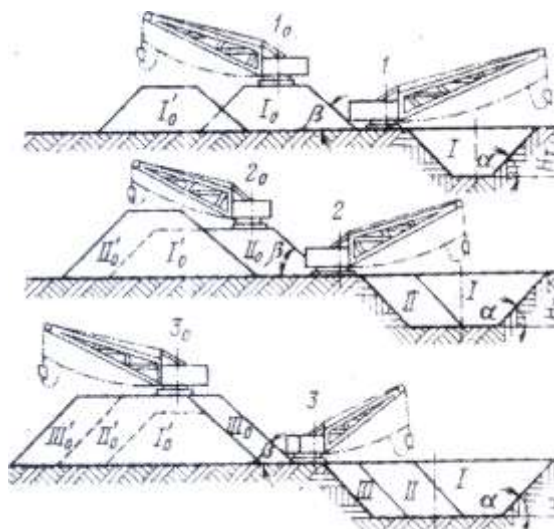


Рис. 3.1.1.7. Схема проведения траншеи выемочным и переэкскавирующим драглайном

Бестранспортная схема проходки траншей с применением механической лопаты. Механические лопаты используются сравнительно редко для проходки траншей по бестранспортным схемам, в основном в скальных, очень крепких породах. Применяются в этом случае, как правило, мехлопаты с удлиненными рабочими параметрами.

Линейные параметры механических лопат ограничивают размеры сечения траншеи. При этом должны соблюдаться следующие условия:

$$H_p = h + h_0, \text{ м,}$$

$$R_p = b/2 + h \cdot \text{ctg}\alpha + c + h_0 \cdot \text{ctg}\beta, \text{ м,}$$

где H_p – высота разгрузки мехлопаты, м; b – ширина траншеи.

При необходимости проходки траншеи больших размеров, которые превышают рабочие линейные параметры механической лопаты, применяется переэкскавация и проходка траншеи в несколько слоев. Породу, вынимаемую из нижней части траншеи мехлопата выгружают на вспомогательную площадку, а затем переэкскавирует на вышележащую или же это осуществляется драглайном (рис. 3.1.1.8).

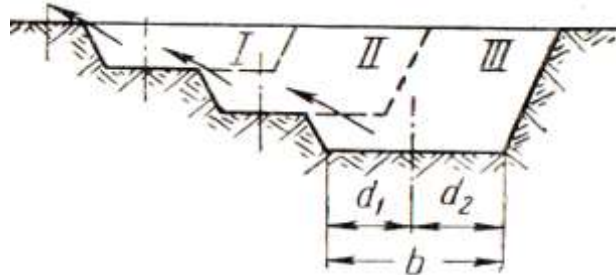


Рис. 3.1.1.8. Схема послойного проведения траншеи мехлопатой

По бестранспортным схемам механическими лопатами осуществляется проходка полутраншей на косогорах. Порода от проходки разгружается экскаватором непосредственно на откос косогора. В этом случае могут использоваться экскаваторы с нормальными рабочими параметрами (рис. 3.1.1.9).

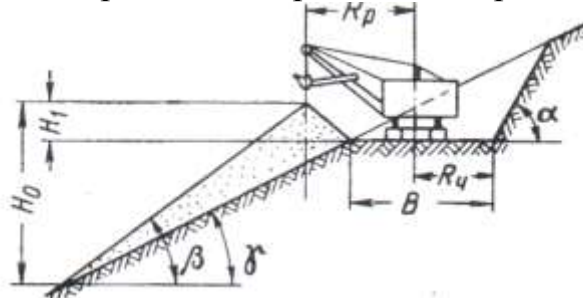


Рис. 3.1.1.9. Бестранспортная схема проходки полутраншеи

При этом должно соблюдаться условие, что

$$R_p = b - R_{qv} + h_1 \cdot \text{ctg}\beta, \text{ м,}$$

где h_1 – превышение отвала над горизонтом установки экскаватора, м.

Величину превышения отвала над горизонтом установки экскаватора можно рассчитать, приравняв площадь сечения отвала и площадь полутраншеи с учетом коэффициента разрыхления или принять ее из условий правил безопасного движения транспорта по берме в полутраншее.

Бестранспортный способ проведения траншеи обеспечивает значительную скорость проходки благодаря тому, что коэффициент использования экскаваторов при этом достигает 0,9–0,95, в то время как при транспортных способах он существенно ниже и составляет до 0,5 при железнодорожном и до 0,7 при автомобильном транспорте.

К преимуществам бестранспортного способа относятся: простота организации проходческих работ; низкая стоимость; возможность проходки траншей в обводненных условиях и ряд других. В целом бестранспортный способ проведения траншей более экономичен, однако область его применения ограничена применением на верхних уступах наклонных и крутопадающих и в период доработки пологопадающих месторождений.

3.1.2. ТРАНСПОРТНЫЙ СПОСОБ ПРОХОДКИ ТРАНШЕЙ

Транспортный способ проведения траншей предполагает перемещение вынимаемой породы на значительное расстояние средствами железнодорожного, автомобильного или конвейерного транспорта. Выемка и погрузка породы осуществляется мехлопатами, драглайнами (кранлайнами), многоковшовыми экскаваторами с верхней или нижней погрузкой. В ряде случаев используются специальные способы проведения траншей, например, с помощью колесных скреперов, средств гидромеханизации и др. Известны также различные комбинированные способы.

3.1.2.1. ПРИМЕНЕНИЕ ЭКСКАВАТОРОВ ЦИКЛИЧЕСКОГО ДЕЙСТВИЯ

Способы проведения траншей с применением колесного и конвейерного транспорта предусматривают работу экскаваторов циклического действия по следующим схемам разработки:

- сплошным забоем или на полное сечение траншеи с нижней погрузкой;
- сплошным забоем с верхней погрузкой;
- послойно.

Способ проведения траншей на полное сечение механической лопатой с нижней погрузкой в средства железнодорожного транспорта. Эта схема может применяться при проходке траншей, как в мягких, так и в скальных породах.

Рабочие параметры экскаваторов не позволяют ставить в тупик под погрузку более одного думпкара. Поступающие под погрузку железнодорожные составы расформировываются и подаются по одному думпкару под погрузку. Для маневровых операций с думпками устанавливается выставочный тупик (рис. 3.1.2.1.1, а) или устраивается обменный пункт (рис. 3.1.2.1.1, б).

Простои экскаватора при обмене думпков занимают большую часть времени и его производительность по сравнению с работой в торцевом (боковом) забое снижается на 50–60 % в однопутных траншеях и на 30–40 % в двухпутных схемах проходки.

Минимальная ширина дна траншеи при проходке ее полным сечением и определяется в соответствии со схемами, приведенными на рис. 3.1.2.1.2.

При погрузке в думпкары, расположенные с одной стороны экскаватора (рис. 3.1.2.1.2, а)

$$B = 2R_k + e + 2e_1 + g + b - h_n \cdot \operatorname{ctg}\alpha, \text{ м,}$$

где R_k – радиус вращения кузова экскаватора, м; e – зазор между откосом борта траншеи и контргрузом кузова мехлопаты, м; h_{Π} – высота просвета между кузовом экскаватора и почвой траншеи, м; e_1 – зазоры между вагоном и экскаватором с одной стороны и между вагоном и бортом водоотливной канавки с другой стороны, м; g – габарит пути, м; b – ширина водоотливной канавки, м.

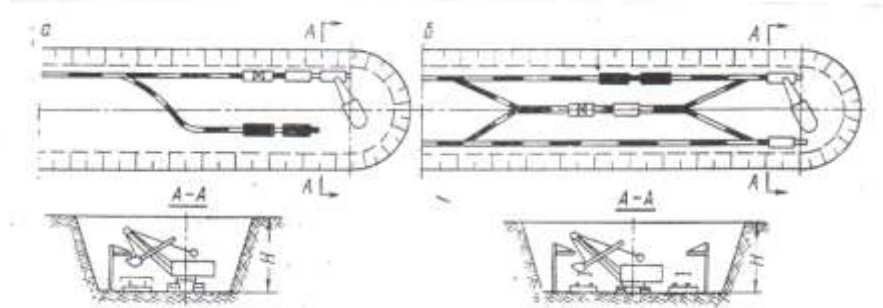


Рис. 3.1.2.1.1. Схема проходки траншеи на полное сечение мехлопатой при железнодорожном транспорте

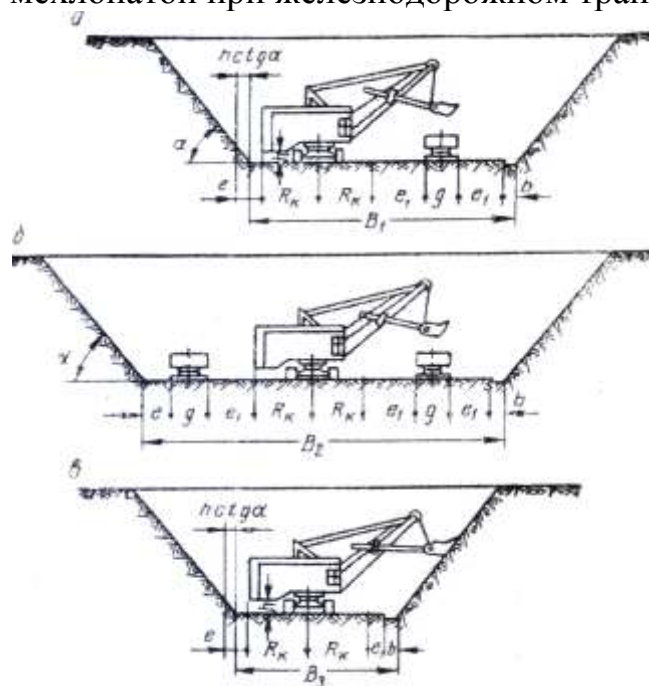


Рис. 3.1.2.1.2. Схемы к определению ширины траншеи при проходке ее на полное сечение

При двусторонней погрузке в думпкары (рис. 3.1.2.1.2, б)

$$B = 2R_k + e + 3e_1 + 2g + b, \text{ м.}$$

При тупиковой погрузке в думпкары (рис. 3.1.2.1.2, в)

$$B = 2R_k + e - h_{\Pi} * ctg \alpha + e_1 + b, \text{ м.}$$

Снизить простои забойного экскаватора позволяет его спаренная работа в траншее с перегрузочным экскаватором (рис. 3.1.2.1.3). Применение этой

схемы целесообразно при проведении широких разрезных траншей и необходимости форсированной проходки.

При спаренной работе двух экскаваторов минимальная длина погружного тупика составляет

$$l = a + R_{ч}^{\max} + R_{р}^{\max} + B, \text{ м},$$

$$a = [R_{р}^{\max 2} - (R_{ч}^{\max} - c)^2]^{-2}, \text{ м},$$

$$B = [R_{ч}^{\max 2} - (R_{чy} - c)^2]^{-2}, \text{ м},$$

где $R_{ч}^{\max}$ и $R_{р}^{\max}$ – соответственно максимальные радиусы черпания и разгрузки экскаватора, м; $R_{чy}$ – радиус черпания экскаватора на горизонте установки, м,

$$R_{чy} = (0,7 - 0,8) \cdot R_{чм}, \text{ м},$$

c – расстояние от оси железнодорожного пути до нижней бровки откоса борта траншеи, м.

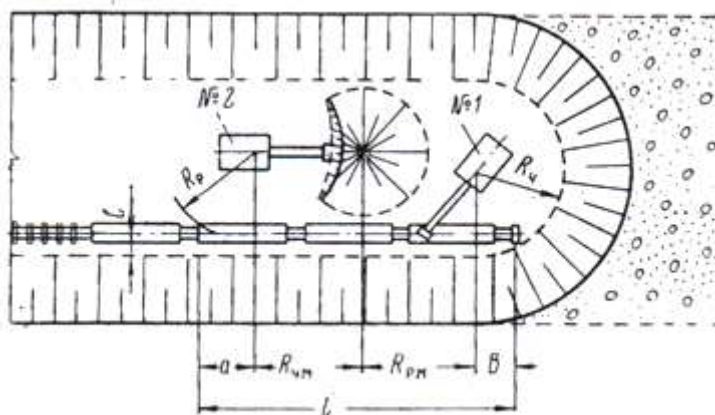


Рис. 3.1.2.1.3. Схема проходки траншей двумя мехлопатами

Преимущества проведения траншей сплошным забоем с нижней погрузкой в средства железнодорожного транспорта следующие:

- возможность проходки траншеи на полное сечение, что позволяет начинать вскрышные или добычные работы до окончания проходческих работ;
- возможность использования экскаваторов с нормальными рабочими параметрами;
- взаимозаменяемость проходческого и эксплуатационного оборудования;
- возможность достижения в ряде случаев достаточно высокой скорости проходки – до 120 м/мес.

Недостатки: низкий коэффициент использования экскаваторов и средств транспорта; сложная схема организации подачи и обмена транспорта; большой объем дорогостоящих и требующих затрат времени путевых работ; трудность взрывания негабаритов; высокая стоимость проходки.

Проведение траншей на полное сечение механической лопатой с нижней погрузкой в автосамосвалы. Применение автотранспорта значительно улучшает показатели проходческих работ. Так, производительность экскава-

тора при работе по этой схеме возрастает практически почти в 2 раза по сравнению с железнодорожным транспортом.

При использовании автомобильного транспорта при проходке траншей применяются следующие схемы подъезда и установки автосамосвалов под погрузку: кольцевая, тупиковая, двухтупиковая, тупиковая с нишами (рис. 3.1.2.1.4).

В случае применения кольцевого подъезда (рис. 3.1.2.1.4, а) автосамосвалов под погрузку ширина дна траншеи рассчитывается по следующей формуле

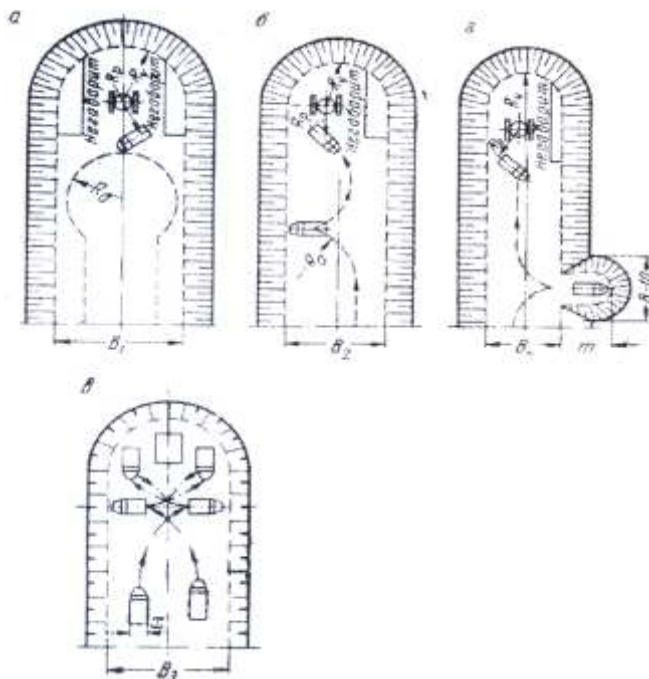


Рис. 3.1.2.1.4. Схемы подъезда в забой и установки автосамосвалов под погрузку

$$B = 2(R_{п} + 0,5a + c), \text{ м,}$$

где $R_{п}$ – минимальный радиус поворота автосамосвала, м; c – зазор между автосамосвалом и бортом траншеи ($c = 1\text{--}3$ м); a – ширина кузова автосамосвала.

При тупиковом подъезде автосамосвалов под погрузку (рис. 3.1.2.1.4, б) ширина дна траншеи меньше, чем при кольцевом, и определяется по формуле

$$B = R_{п} + 0,5a + 0,5 \cdot l + c, \text{ м,}$$

где l – длина автосамосвала, м.

Для двухтупикового подъезда (рис. 3.1.2.1.4, в) ширина дна траншеи будет равна

$$B = R_{п} + 0,5a + 0,5 \cdot l + 2c, \text{ м.}$$

Для проходки узких траншей применяется подача автосамосвалов с тупиковым разворотом в нишах (рис. 3.1.2.1.4, г). Расстояние между нишами обычно составляет 50–60 м, а ширина траншеи

$$B = R_{п} + 0,5a + 0,5 \cdot l + 2c - m, \text{ м,}$$

где m – глубина ниши, м.

Наибольшая скорость проведения траншей достигается при подаче автосамосвалов к экскаватору по схеме с двумя тупиками, что объясняется возможностью почти непрерывной погрузки. При работе по такой схеме производительность и экскаватора и транспорта возрастает на 20 %.

Средняя скорость проходки траншей при автомобильном транспорте составляет более 180 м/месяц, что в 1,5 раза и больше, чем при железнодорожном.

Проведение траншей на полное сечение механической лопатой с нижней погрузкой в автотранспорт имеет следующие достоинства: отсутствие работ, связанных с укладкой и переукладкой железнодорожных путей; сокращение простоев экскаватора при обменных операциях подвижного состава; возможность сокращения времени рабочего цикла экскаватора за счет уменьшения угла его поворота для разгрузки и др.

Благодаря этому автомобильный транспорт широко применяется для проходки наклонных траншей (рис. 3.1.2.1.5).

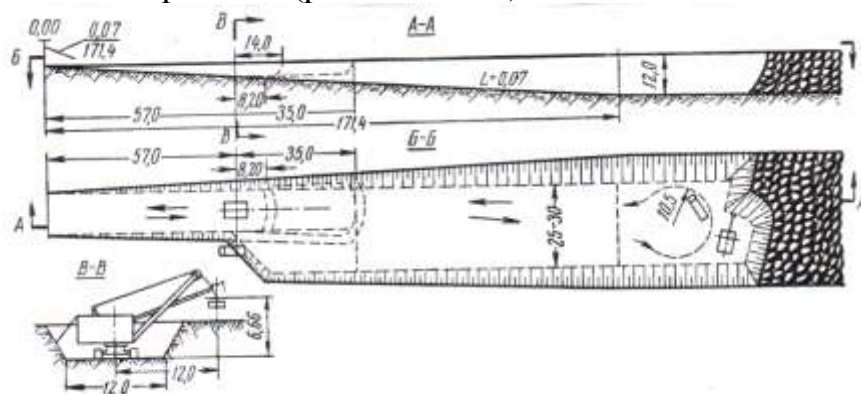


Рис. 3.1.2.1.5. Схема проходки наклонной траншеи с применением автомобильного транспорта

Проведение траншей на полное сечение механической лопатой с верхней погрузкой в средства транспорта. Этот способ наиболее эффективен при проведении траншей экскаваторами с удлиненным рабочим оборудованием, позволяющим вести погрузку в средства транспорта, расположенные на верхней площадке (рис. 3.1.2.1.6). При этом возможно применение как циклического (железнодорожного и автомобильного), так и поточного (конвейерного и гидравлического) транспорта.

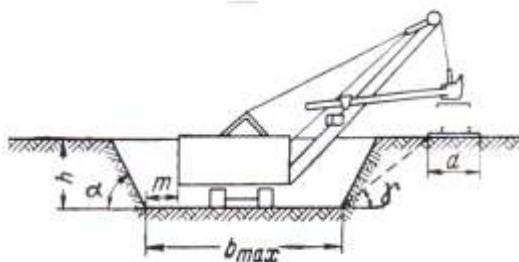


Рис. 3.1.2.1.6. Схема проходки траншеи механической лопатой с верхней погрузкой

Наибольшая ширина траншеи понизу составит $B_{\max} = 2R_{\text{ч}}$ и ограничивается следующим условием

$$B_{\max} = 2(R_p - h \cdot \text{ctg}\alpha) - d, \text{ м,}$$

где R_p – радиус разгрузки экскаватора при максимальной высоте разгрузки, м; h – глубина траншеи, м; α – временный (неустойчивый) угол откоса борта траншеи, град; d – ширина транспортной полосы, м.

При максимальной высоте разгрузки радиус разгрузки, как ограничивающий размер, определяется из условия

$$R_p = R_k + m + h \cdot \text{ctg}\alpha + 0,5d, \text{ м,}$$

где R_k – радиус вращения кузова экскаватора, м; m – минимальный зазор между нижней бровкой борта траншеи и экскаватором, м.

При верхней погрузке в автотранспорт наиболее выгодное положение автосамосвала на борту траншеи определяется из следующих условий (рис. 3.1.2.1.7).

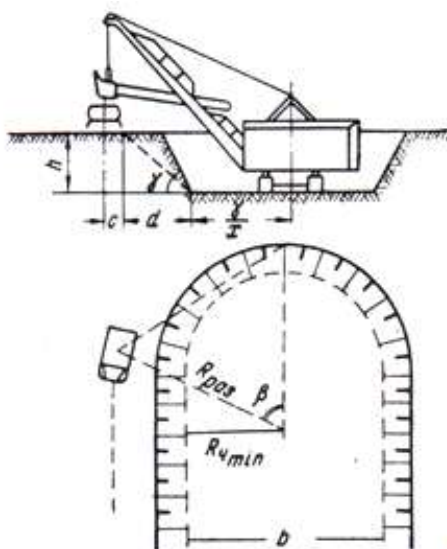


Рис. 3.1.2.1.7. Расположение автосамосвала при проведении траншеи с верхней погрузкой

Автосамосвал должен находиться за пределами призмы обрушения откоса борта траншеи; расстояние от оси экскаватора до оси движения автосамосвала не должно превышать $(0,7 \div 0,8)R_{\text{ч}}^{\max}$, т. е. максимального радиуса черпания экскаватора.

Исходя из этих условий, расположение автосамосвала определяется расстоянием

$$X = R_{\text{ч}}^{\min} + d + c, \text{ м,}$$

где c – половина ширины автосамосвала (забойной транспортной полосы), м; $d = h \cdot \text{ctg}\alpha_y$ – горизонтальное проложение устойчивого угла откоса траншеи, м; $R_{\text{ч}}^{\min}$ – минимальный радиус черпания на уровне стояния экскаватора, м; α_y – устойчивый угол откоса борта траншеи, град.

Максимальная высота разгрузки экскаватора определяется выражением

$$H_{p\max} = h + h_r + c_1, \text{ м,}$$

где h_t – высота транспортного средства вместе с высотой верхнего строения пути (дороги), м; c_1 – зазор между днищем ковша при погрузке и верхней кромкой борта транспортного средства или загрузочного бункера, м.

При железнодорожном транспорте поезда могут подаваться под погрузку без расформирования, поэтому коэффициент использования экскаваторов увеличивается, и скорость проходки возрастает на 40–50 %.

При автомобильном транспорте автосамосвалы перемещаются по верхней, сухой площадке и подаются под погрузку по сквозному или кольцевому подъезду, что обеспечивает поточность погрузки и высокую производительность экскаватора.

Недостатками верхней погрузки являются следующие: ограниченная глубина траншеи; усложнение условий погрузки из-за плохой видимости подвижного состава; необходимость иметь специальные экскаваторы с удлиненным рабочим оборудованием (стрела и рукоять).

Проведение траншей на полное сечение драглайном (кранлайном) с погрузкой в средства транспорта. При работе по этой схеме применяются различные виды транспорта. Схемы проходки показаны на рис. 3.1.2.1.8.

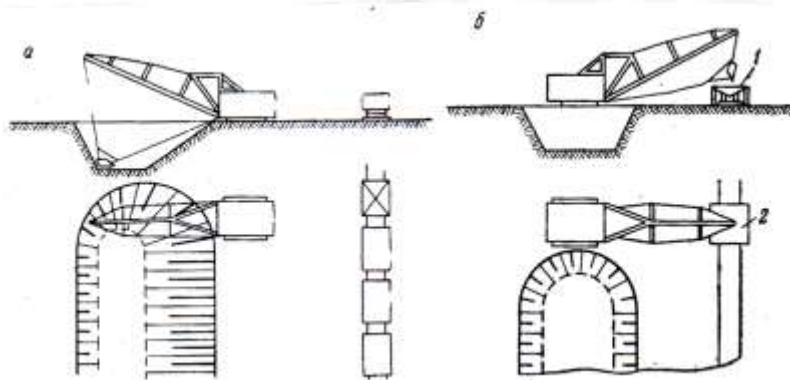


Рис. 3.1.2.1.8. Схемы проходки траншей драглайном с погрузкой в средства транспорта:
а – железнодорожный; б – конвейерный: 1 – конвейер; 2 – бункер

Большие рабочие параметры экскаваторов позволяют проходить траншеи значительной глубины в сухих и обводненных породах без предварительного их осушения.

Продолжительность цикла драглайна с обычными рабочими параметрами при погрузке породы в транспортные сосуды увеличивается из-за необходимости наводки и прицеливания ковша для разгрузки. В таких условиях имеют преимущество специальные погрузочные драглайны, именуемые кранлайнами. Они созданы специально для точной разгрузки ковша в средства транспорта в любой точке половины радиуса его разгрузки.

Послойная проходка траншей с погрузкой в средства транспорта.

Этот способ применяется при больших размерах сечения траншеи, когда пройти ее одним забоем не представляется возможным. Траншея по сечению разделяется по высоте и ширине на ряд заходов в соответствии с рабочими параметрами применяемого на проходке экскаватора, которые отраба-

тываются последовательно по ширине и сверху вниз. Число слоев, на которое можно разделить сечение разрезной траншеи, определяется из выражения

$$n = h / (H_{\text{pmax}} - h_{\text{T}} - c_1).$$

Для наклонной траншеи число слоев можно определить по формуле

$$n = L_{\text{в}} \cdot i / (H_{\text{pmax}} - h_{\text{T}} - c_1),$$

где $L_{\text{в}}$ – длина взорванного участка траншеи, м; i – уклон траншеи.

В практике горных работ при использовании железнодорожного транспорта применяются послойные способы проведения траншеи с попеременной укладкой путей на оба борта (рис. 3.1.2.1.9, а) и с укладкой путей на один борт (рис. 3.1.2.1.9, б).

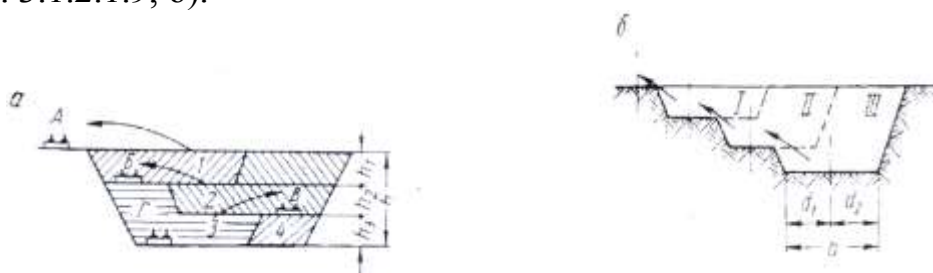


Рис. 3.1.2.1.9. Способы послойной проходки траншей

С целью интенсификации проведения траншей погрузка породы может производиться в нескольких заходках одновременно несколькими экскаваторами последовательно по длине фронта. При этом каждая заходка обслуживается самостоятельными транспортными средствами. Опережение верхних заходов над нижними определяется:

- длиной железнодорожного состава;
- в крепких породах, радиусом разлета кусков породы;
- правилами безопасности при работе экскаваторов в смежных забоях, т. е. опережением на расстояние более двух максимальных радиусов черпания применяемых экскаваторов.

Скорость проходки траншеи при послойном способе определяется следующей зависимостью

$$V = 0,5u \cdot N \cdot L_{\text{в}} \cdot Q / S_{\text{T}}, \text{ м/месяц,}$$

где N – число экскаваторов, занятых на проходке траншеи; u – коэффициент, учитывающий изменение производительности экскаваторов в зависимости от их числа на проходке траншеи ($u = (1 \div 0,8)N$); Q – среднемесячная производительность экскаватора, тыс. м³; S_{T} – сечение траншей, м².

Схема послойной проходки разрезной траншеи двумя экскаваторами проведена на рис. 3.1.2.1.10. Если правильно организована независимая работа экскаваторов в смежных забоях, разделены транспортные потоки, скорость проведения траншеи двумя экскаваторами, например, возрастает практически в два раза.

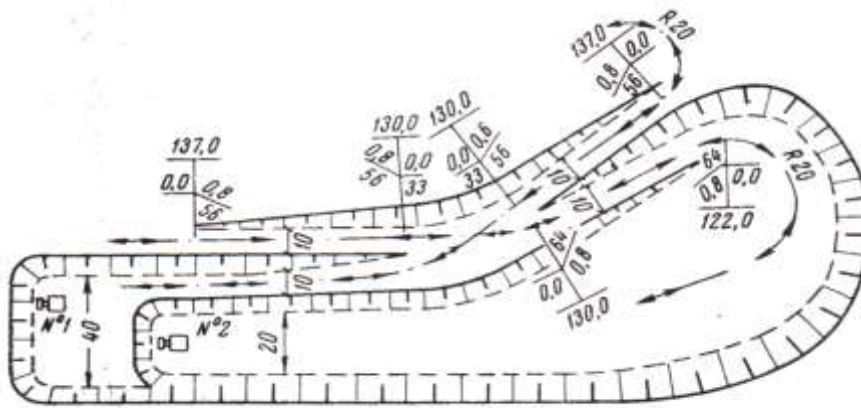


Рис. 3.1.2.1.10. Схема послойной проходки траншеи двумя экскаваторами

Для форсированной проходки глубоких траншей в устойчивых породах применяется способ послойного проведения траншей с погрузкой в различные виды транспорта (рис. 3.1.2.1.11).

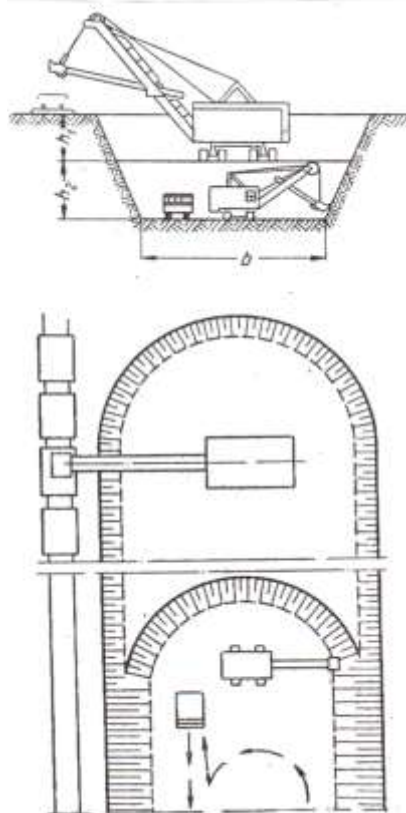


Рис. 3.1.2.1.11. Способ послойного проведения траншей с погрузкой в различные виды транспорта

При работе по такой технологической схеме верхний слой породы грузят экскаватором с удлиненным рабочим оборудованием в железнодорожные составы, а нижний обрабатывают экскаватором с нормальными рабочими параметрами в автотранспорт.

3.1.2.2. СПОСОБ ПРОВЕДЕНИЯ ТРАНШЕЙ С ПРИМЕНЕНИЕМ КОМПЛЕКСА ОБОРУДОВАНИЯ НЕПРЕРЫВНОГО ДЕЙСТВИЯ

Строительство карьеров большой производительности, на которых предусматривается использовать в процессе эксплуатации технику непрерывного действия, связано с выполнением значительных объемов горно-капитальных работ по проходке капитальных и разрезных траншей (до 50 млн. м³ и более). В этом случае при разработке мягких малообводненных пород целесообразно в строительный период применять высокопроизводительную технику непрерывного действия.

В зависимости от конечной глубины траншей применяются роторные экскаваторы в комплексе с консольными отвалообразователями, с конвейерным или железнодорожным транспортом. В комплексе с конвейерным транспортом с целью уменьшения потерь времени при наращивании става забойного конвейера, в забое применяется проходческий конвейер на рельсовом ходу, устанавливаемый параллельно забойному. В комплексе с железнодорожным транспортом с той же целью железнодорожные пути укладываются с двух бортов траншеи и наращиваются попеременно. Проходка осуществляется сплошным забоем на полную глубину или послойно.

Проведение траншеи роторным экскаватором в комплексе с консольным отвалообразователем сплошным забоем. Порода размещается на нерабочем борту карьера (рис. 3.1.2.2.1, а).

Максимальная глубина траншеи ограничивается высотой разгрузки отвалообразователя.

Минимальная ширина дна траншеи в этом случае составит

$$B = C_x + a_1 + a_2, \text{ м,}$$

где C_x – ширина ходового устройства отвалообразователя, м; a_1 , a_2 – минимальные расстояния между ходовым устройством и нижними бровками бортов траншеи соответственно со стороны приемной и отвальной консоли отвалообразователя, м.

Минимальная ширина дна траншеи может быть уменьшена путем выполаживания верхней части борта траншеи с помощью вспомогательного драглайна.

При послойном проведении траншеи роторный экскаватор и отвалообразователь устанавливаются на разных уровнях (рис. 3.1.2.2.1, б).

Высота уровня зависит от способа сопряжения указанных машин (соединительного моста, перегружателя, разгрузочной консоли экскаватора), который определяет разность уровней их установки и достигает 10 м.

Ширина бермы для установки отвалообразователя принимается из условий нормальной его работы и определяется шириной ходового устройства и безопасных зазоров с бровками.

После отработки очередного слоя горизонты установки роторного экскаватора и отвалообразователя понижаются с сохранением разности уровней между ними.

Глубина проведения траншей по этой схеме достигает 50 м. Недостатком является необходимость выполаживания борта траншеи с отвальной сто-

роны для размещения берм установки отвалообразователя. Это увеличивает объем траншеи.

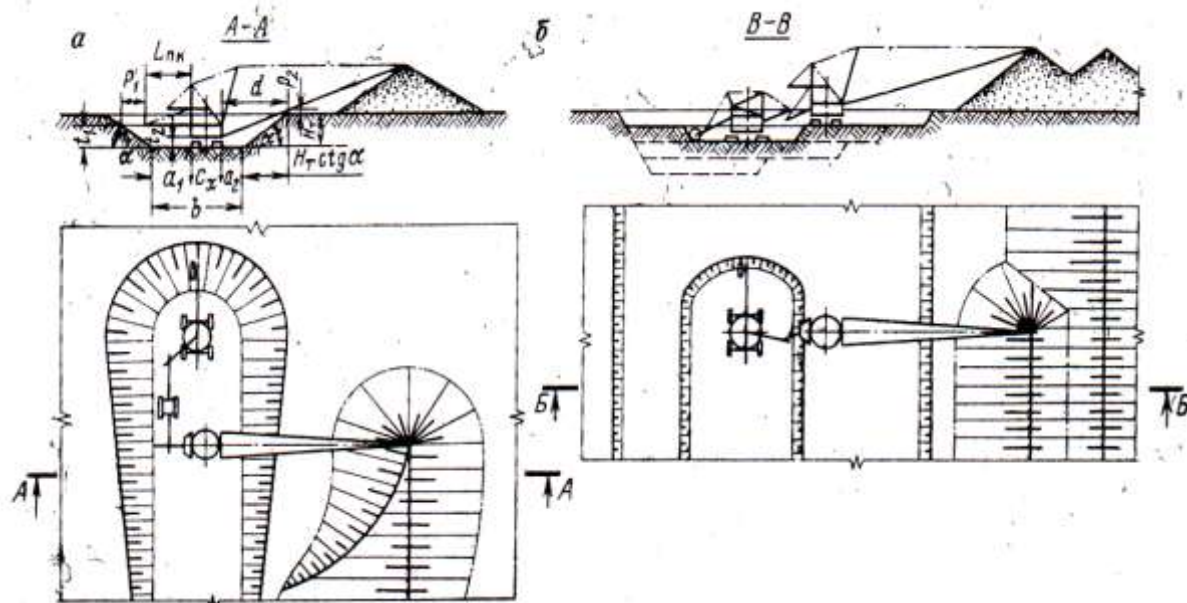


Рис. 3.1.2.2.1. Способ проведения траншей роторным экскаватором сплошным забоем в комплексе с консольным отвалообразователем

Проведение траншей роторными экскаваторами с использованием ленточных конвейеров применяются при вскрытии и нарезке как верхних, так и нижних уступов. Этот способ различается по схемам (рис. 3.1.2.2.2) проведения (сплошным забоем или послойно) и по расположению забойного конвейера (на борту, берме, на дне траншеи).

Проведение траншеи сплошным забоем с расположением конвейера на ее борту (рис. 3.1.2.2.2, а). В этом случае используется межуступный перегружатель или консольный отвалообразователь. Это позволяет при минимальных размерах поперечного сечения траншеи увеличить производительность экскаватора за счет отсутствия простоев из-за переукладки или наращивания конвейера.

Проведение траншеи сплошным забоем с расположением конвейера на ее дне (рис. 3.1.2.2.2, б) характеризуется возможностью увеличения глубины траншеи до максимальной высоты черпания экскаватора. Перегружатель в схеме может отсутствовать. Основной недостаток – необходимость наращивания забойного конвейера. При использовании самоходного забойного конвейера или забойного перегружателя конвейер частично наращивают без остановки экскаватора.

При всех схемах проведения капитальной траншеи сплошным забоем экскаватор и сопряженные с ним машины (перегружатель, отвалообразователь) работают на наклонной площадке с углом около 5° . Это существенно повышает износ узлов мощного оборудования, требует выемки недобора одноковшовыми экскаваторами, в малоустойчивых породах снижается безопасность выемки.

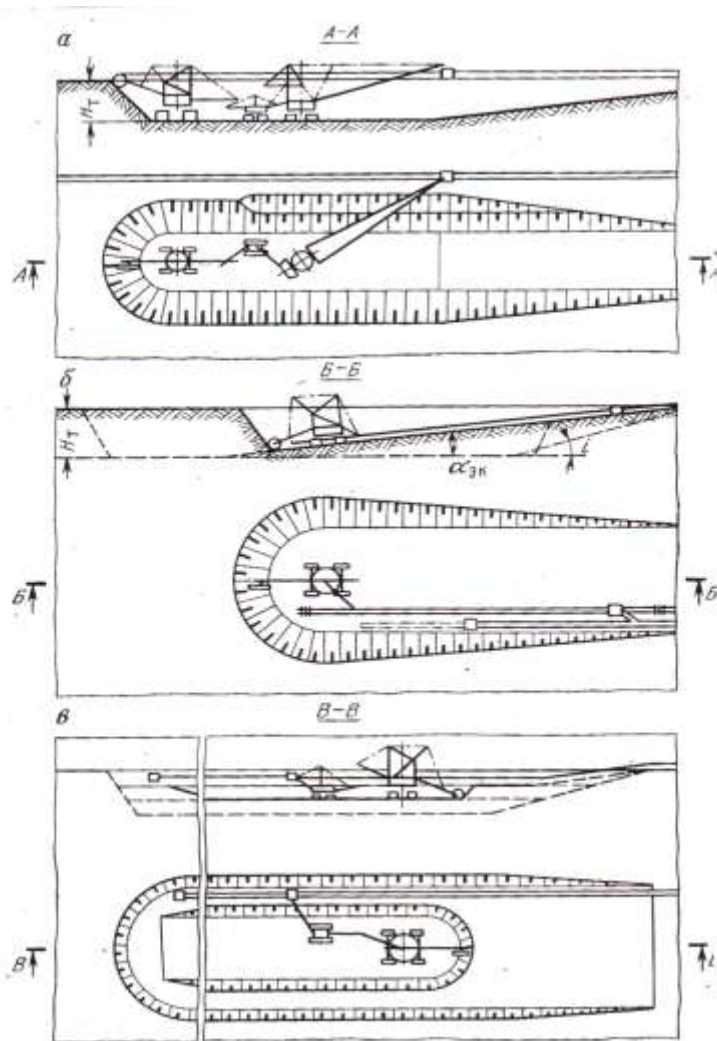


Рис. 3.1.2.2.2. Схемы проведения траншей роторным экскаватором в комплексе с конвейерным транспортом

Послойное проведение траншей сплошным забоем с расположением конвейера на промежуточных бермах (рис. 3.1.2.2.2, в). Эта схема позволяет проводить траншеи любой глубины. К недостаткам относятся необходимость переноса конвейера после отработки каждого слоя и увеличение объема траншеи из-за оставления на нерабочем борту транспортных берм.

При послойном проведении траншей выемка породы производится горизонтальными слоями и экскаваторы работают в более благоприятных условиях.

Проведение траншеи сплошным забоем с применением железнодорожного транспорта (см. рис. 3.1.2.2.3).

Железнодорожные пути укладываются с двух бортов траншеи и наращиваются попеременно.

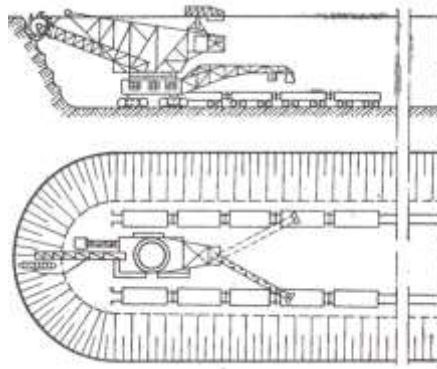


Рис. 3.1.2.2.3. Схема проходки капитальной траншеи роторным экскаватором с погрузкой в средства железнодорожного транспорта

3.1.3. СПЕЦИАЛЬНЫЕ И КОМБИНИРОВАННЫЕ СПОСОБЫ ПРОВЕДЕНИЯ ТРАНШЕЙ

3.1.3.1. СПЕЦИАЛЬНЫЕ СПОСОБЫ

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

Проходка траншей колесными скреперами осуществляется в мягких осушенных породах при глубине траншеи до 15 м и расстоянии транспортирования 500–1500 м. Схемы проходки траншей колесными скреперами показаны на рис. 3.1.3.1.1.

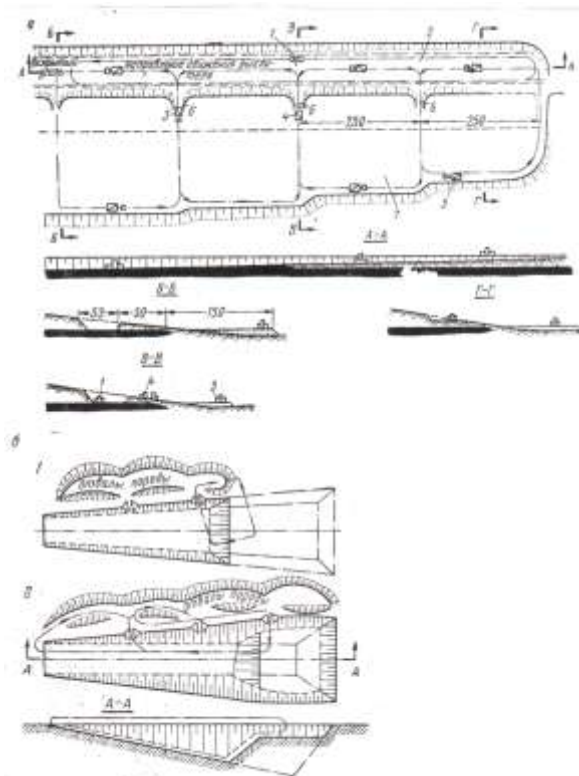


Рис. 3.1.3.1.1. Схема проходки траншей колесными скреперами: а – горизонтальной траншеи и полутраншеи на косогоре; б – наклонной траншеи на равнине

Проходка траншей с помощью буровзрывных работ применяется для ускорения горно-строительных работ.

Преимущества этого способа следующие: значительное сокращение времени выполнения горно-капитальных работ; высокая производительность труда; возможность осуществления взрыва круглогодично и в любых климатических условиях. Недостатками являются высокая стоимость; трудность получения выемки необходимого профиля; невозможность расположения всей взорванной породы на нерабочем борту траншеи.

Примеры схем проходки траншей с помощью буровзрывных работ показаны на рисунках 3.1.3.1.2 и 3.1.3.1.3.

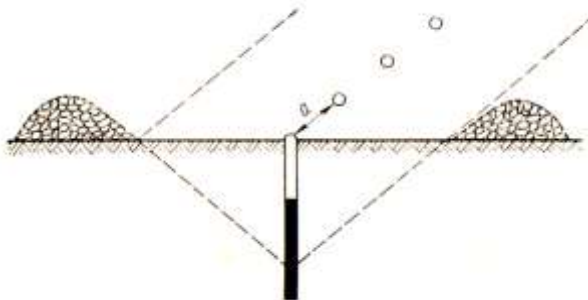


Рис. 3.1.3.1.2. Схема расположения вертикальных скважинных зарядов выброса

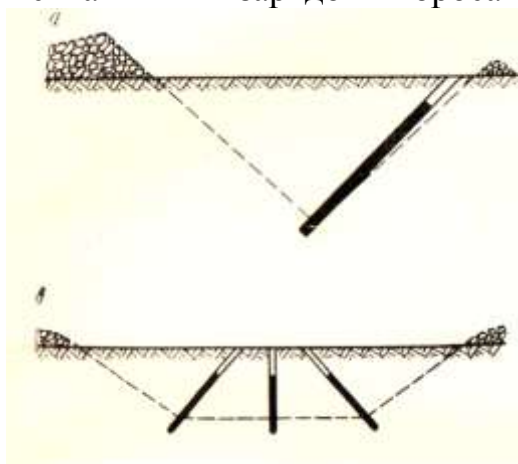


Рис. 3.1.3.1.3. Схемы расположения и взрывания:
а – наклонных скважинных зарядов выброса;
б – широких траншей скважинными зарядами выброса

Проходка траншей с помощью средств гидромеханизации возможна при наличии хорошо размываемых пород, достаточного количества воды и дешевой электроэнергии. В ряде случаев этот способ может быть эффективнее других способов.

3.1.3.2. КОМБИНИРОВАННЫЕ СПОСОБЫ

Эти способы применяются с целью использования преимуществ различного горнотранспортного оборудования.

Так, одна часть объема породы траншеи может разрабатываться по бестранспортной схеме с размещением ее непосредственно на борту, а другая часть разрабатывается и вывозится, используя транспортные средства. Эта

схема может использоваться как в смежных забоях по глубине (капитальная наклонная траншея), так и последовательно по длине разрезной траншеи.

Или при больших расстояниях транспортирования пород из траншей на отвалы наиболее экономична проходка траншей и применением комбинированного транспорта.

3.1.4. КРУТЫЕ ТРАНШЕИ

Внутренние крутые траншеи служат для размещения наклонных подъемников: канатных или конвейерных. В зависимости от типа подъемника углы подъема трасс крутых траншей могут быть от 18° (конвейера) до $45\text{--}60^\circ$ (скипы). Эти траншеи сооружаются на нерабочем борту или в торце (торцах) карьера по его предельному контуру.

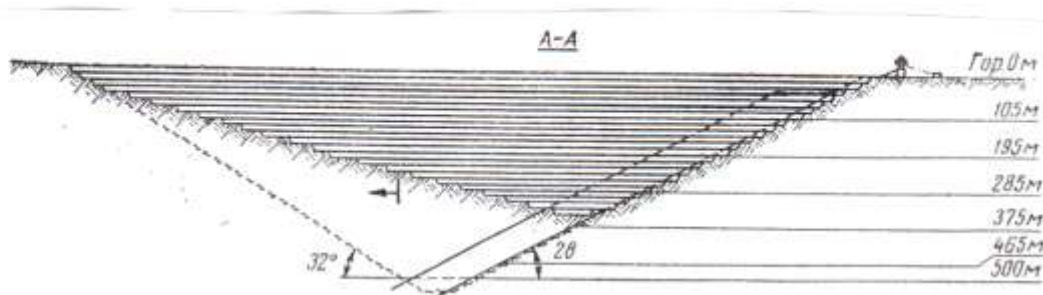
Преимущества крутых траншей следующие:

- возможность подъема горной массы со значительной глубины по кратчайшему транспортному пути;
- минимальный объем работ при проходке капитальных траншей;
- минимальная стоимость транспортирования горной массы из карьера на его поверхность.

3.1.4.1. ВСКРЫТИЕ КРУТЫМИ ТРАНШЕЯМИ СО СКИПОВЫМИ ПОЪЕМНИКАМИ

Этот способ применяется для вскрытия месторождений, угол падения которых равен углу погашения борта карьера в породах лежачего бока (рис. 3.1.4.1.1, а) или больше его (рис. 3.1.4.1.1, б).

а)



б)

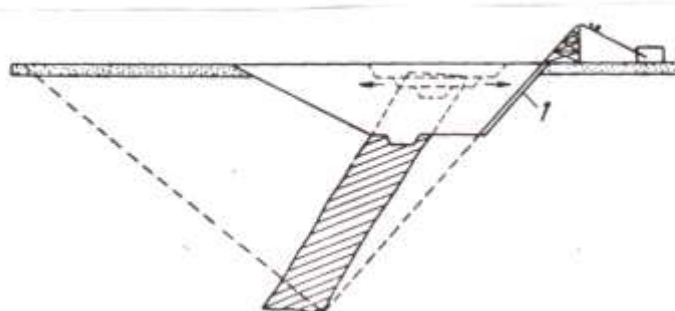


Рис. 3.1.4.1.1. Вскрытие месторождений крутыми траншеями со стороны лежачего бока пласта

Такие месторождения вскрываются также крутыми траншеями, закладываемыми в торцах карьера в их предельном положении (рис. 3.1.4.1.2).

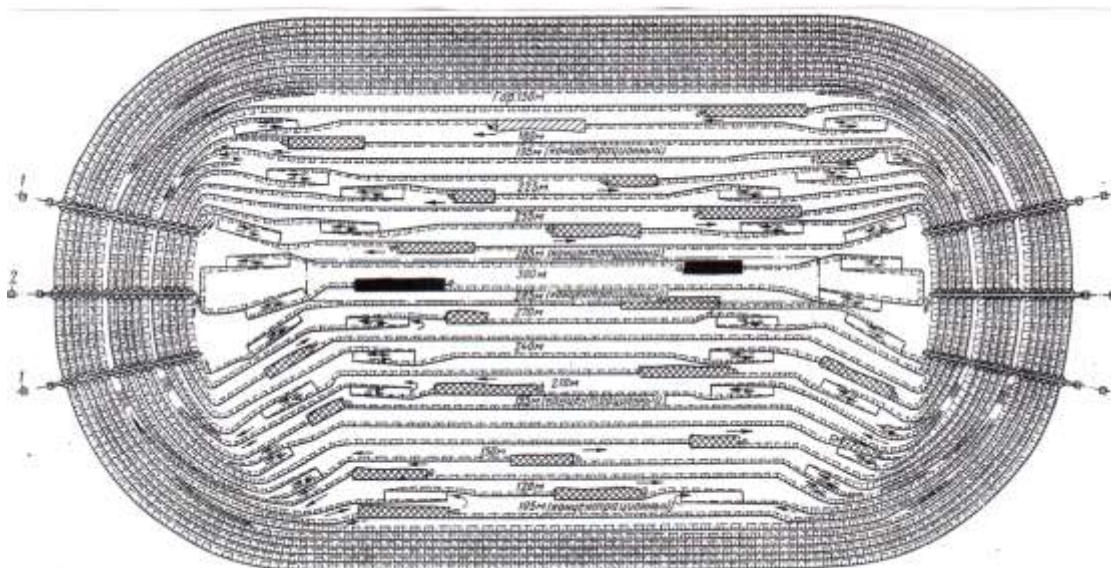


Рис. 3.1.4.1.2. Вскрытие крутыми траншеями, расположенными в торцах карьера

В этом случае объем горно-капитальных работ резко сокращается, так как разноска верхних горизонтов необходима до предельного контура только на флангах карьера. Вариант расположения крутых траншей на флангах карьера по сравнению с их расположением в лежащем борту позволяет сократить объем транспортных работ по доставке горной массы из забоев к приемным площадкам наклонных подъемников на концентрационных горизонтах, каждый из которых обслуживает группу из 4–5 рабочих уступов.

Группирование уступов по концентрационным горизонтам позволяет рассредоточить грузопотоки карьера на отдельные ветви меньших размеров, каждая из которых направляется к отдельному наклонному подъемнику (рис. 3.1.4.1.3).

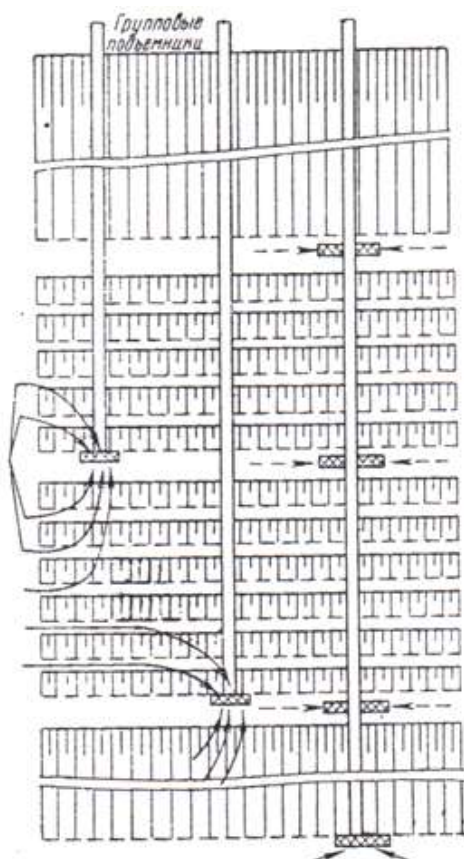


Рис. 3.1.4.1.3. Расположение концентрационных горизонтов в глубоких карьерах

3.1.4.2. ВСКРЫТИЕ КРУТЫМИ ТРАНШЕЯМИ С ПРИМЕНЕНИЕМ КЛЕТЕВЫХ ПОДЪЕМНИКОВ

Этот способ также позволяет транспортировать горную массу из карьера по кратчайшему пути непосредственно до приемных пунктов на поверхности, без перегрузки. Клетью здесь является сам автосамосвал. Подъем автосамосвалов по трассе подъемника с нижней площадки осуществляется подъемной машиной, установленной на поверхности, с помощью канатов с прицепными и толкающими устройствами, захватывающими каждую машину в их цепочке на подъеме спереди и сзади в целях обеспечения безопасности подъема. Угол наклона трассы подъемника составляет 25–30° (рис. 3.1.4.2.1).

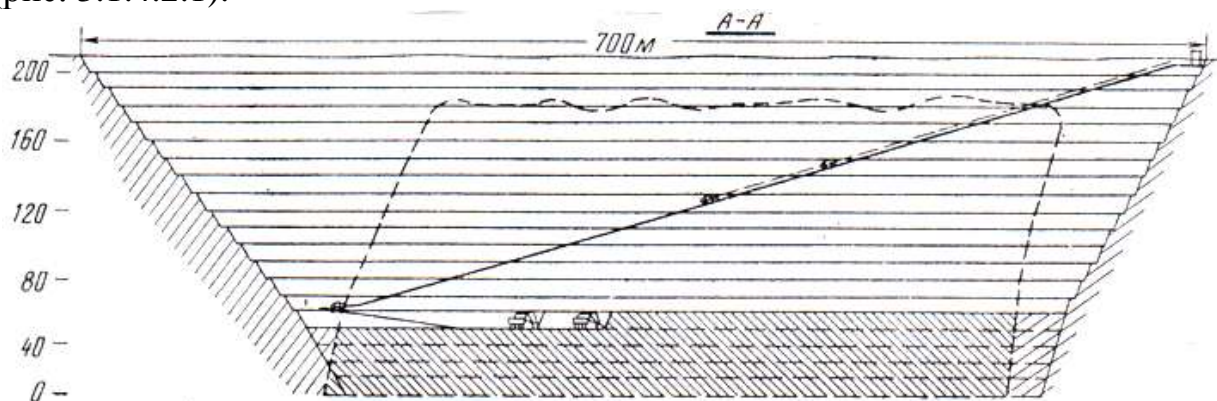


Рис. 3.1.4.2.1. Схема вскрытия с автомобильным подъемником

3.1.4.4. ВСКРЫТИЕ КРУТЫМИ ТРАНШЕЯМИ С КОНВЕЙЕРНЫМИ ПОДЪЕМНИКАМИ

Перед погрузкой ленточных конвейеров горная масса дробится в карьере. Дробильные установки монтируются на концентрационных горизонтах. На карьерах применяется, как правило, автомобильно-конвейерный транспорт. Крутые траншеи закладываются под углами 15–18°. В случае применения устройства сворачивания ленты в трубу перед подъемом (трубчатый наклонный конвейер), угол подъема увеличивается до 45–50°.

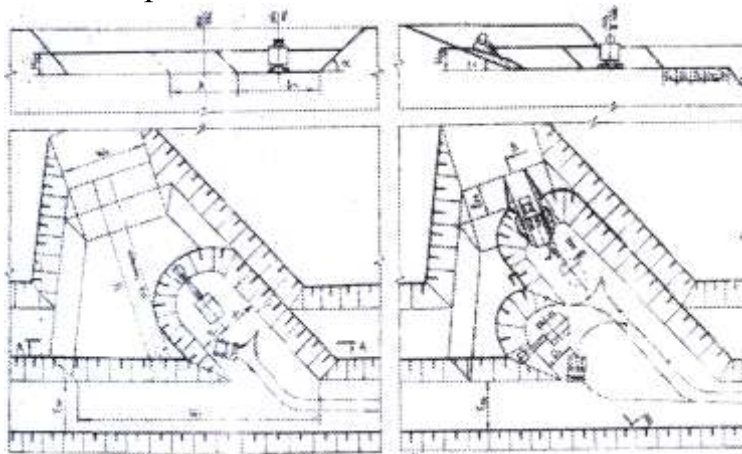
Достоинства конвейерных подъемников: поточность процесса доставки горной массы на участках подъема по борту карьера и на поверхности; возможность обеспечения любой производительности транспорта; низкая трудоемкость и стоимость подъема и др.

Недостатки: необходимость дробления пород в карьере; сложность перемещения на новые горизонты стационарных дробильно – грохотильных комплексов; высокие капитальные затраты на оборудование конвейерного подъемника.

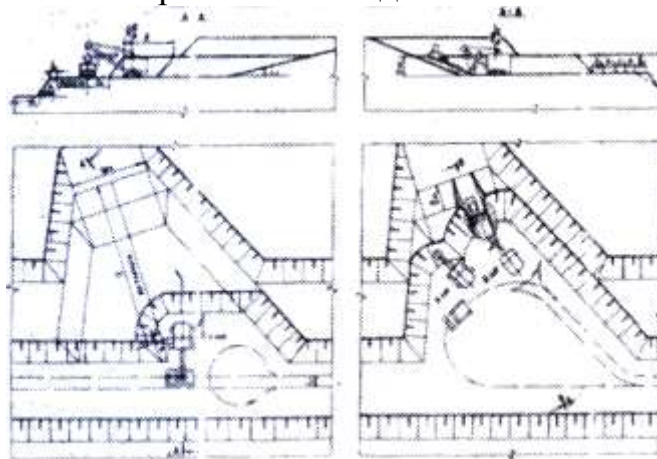
3.1.4.5. СПОСОБЫ ПРОВЕДЕНИЯ КРУТЫХ ТРАНШЕЙ

Широко применяемое на открытых горных работах горное и транспортное оборудование не может работать на уклонах, которые предусматриваются для крутых траншей. Поэтому строительство крутых траншей осуществляется послойно на площадках с допустимыми для работы горного оборудования уклонами. Для этого применяется различное горное оборудование: механические и гидравлические лопаты как с обычным, так и с удлиненными рабочими параметрами, драглайны, бульдозеры, погрузчики (рис. 3.1.4.5.1).

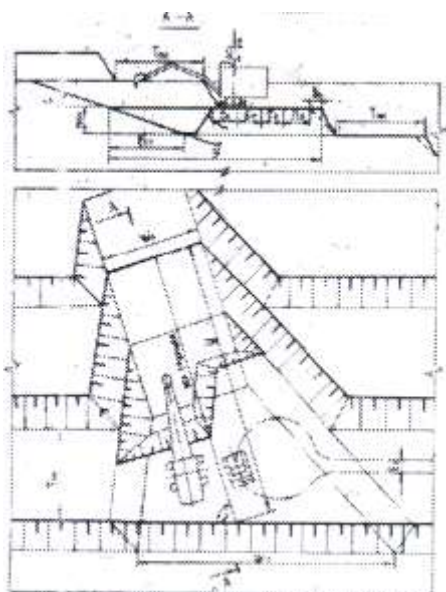
а) мехлопатой продольными заходками в комплексе с бульдозером



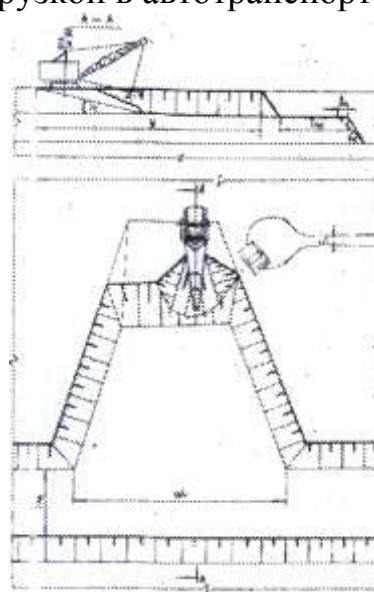
б) мехлопатай поперечными заходками в комплексе с бульдозером



в) обратной гидравлической лопатой



г) драглайном (кранлайном) с погрузкой в автотранспорт



д) колесными погрузчиками в комплексе с бульдозером

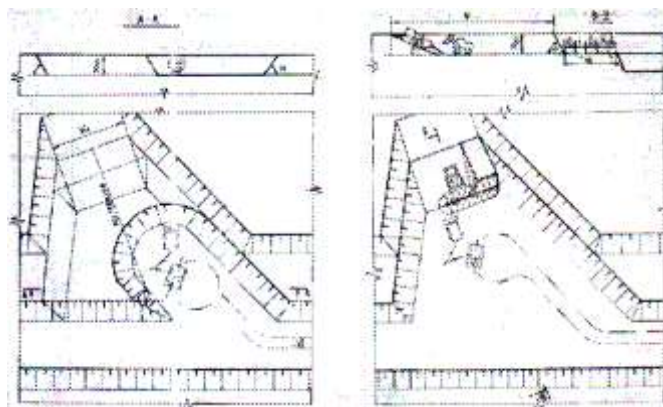


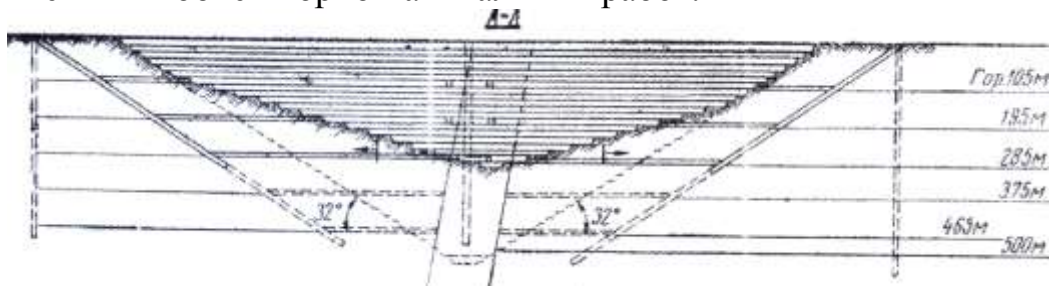
Рис. 3.1.4.5.1. Способы послышной проходки крутых траншей

3.1.5. ПОДЗЕМНЫЕ СПОСОБЫ ВСКРЫТИЯ

3.1.5.1. ВСКРЫТИЕ ВЕРТИКАЛЬНЫМИ И НАКЛОННЫМИ ШАХТНЫМИ СТВОЛАМИ

Этот способ вскрытия применяется при разработке глубоких месторождений. Подъем горной массы из карьера по стволам осуществляется ленточными конвейерами или скиповыми подъемниками.

Вскрытие вертикальными и наклонными стволами (рис. 3.1.5.1.1) производится, если угол падения пласта равен или меньше угла погашения карьера с лежачего бока. При наклонных стволах квершлагаи короче, что обеспечивает меньший объем горно-капитальных работ.



3.1.5.1.1. Вскрытие карьера вертикальными и наклонными стволами

Вскрытие крутопадающих залежей вертикальными и наклонными стволами осуществляется с погашающимися квершлагами (рис. 3.1.5.1.2).

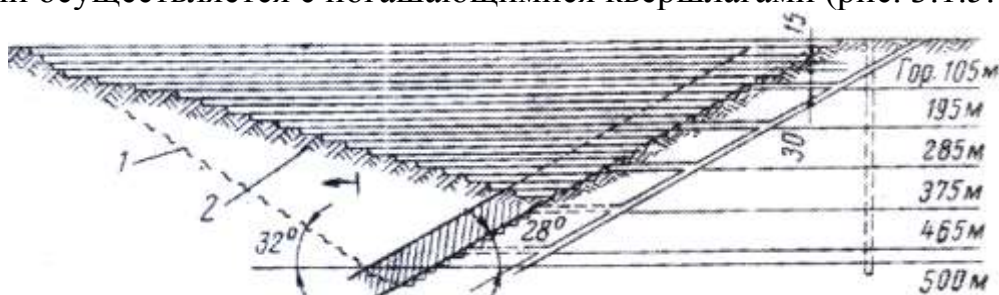


Рис. 3.1.5.1.2. Вскрытие глубоких горизонтов карьера наклонными или вертикальными стволами с погашающимися квершлагами

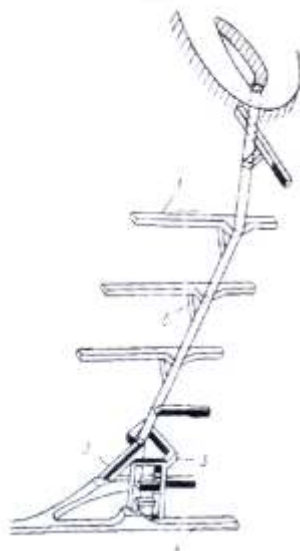
Вскрытие стволами позволяет увеличить глубину открытых горных работ за счет снижения затрат на транспортирование горной массы. Например, наклонными стволами вскрыт Коркинский угольный разрез на Урале, Ингулецкий в Криворожском бассейне вскрыт наклонными стволами с рудоспусками для полезного ископаемого на различных горизонтах.

3.1.5.2. ВСКРЫТИЕ НАГОРНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОДЗЕМНЫМИ ВЫРАБОТКАМИ

Вскрытие нагорных месторождений подземными выработками применяется в условиях сложной топографии местности, когда транспортирование полезного ископаемого возможно осуществить сверху вниз под действием сил гравитации. Для этого применяют подземные горные выработки: рудоспуски (вертикальные) или рудоскаты (слабонаклонные к вертикали) выработки. Эти выработки имеют выход в рабочую зону карьера и предназначены

для доставки руды из карьера на откаточный горизонт штольни (рис. 3.1.5.2.1).

а) Рудоспуск



б) Рудоскат

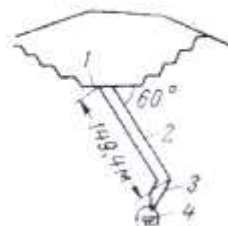


Рис. 3.1.5.2.1. Схемы вскрытия нагорных карьеров с помощью рудоспуска и рудоската

Способы проведения подземных вскрывающих горных выработок для открытых горных работ те же, что и для подземных горных работ: с использованием буровзрывных работ, различных проходческих комплексов. Отличие состоит в увеличенном сечении горных выработок и их надежном креплении для долговременного использования, так как на открытых горных работах используется, как правило, мощное, высокопроизводительное эксплуатационное оборудование с большим сроком службы.

3.2. ГОРНО-ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫЕ РАБОТЫ ДЛЯ СДАЧИ КАРЬЕРА В ЭКСПЛУАТАЦИЮ

3.2.1. ПОДГОТОВКА КАРЬЕРНОГО ПОЛЯ К РАЗРАБОТКЕ

До начала строительства карьера, последующего нормального ведения горных работ, возможности размещения технологических и хозяйственных сооружений, транспортных коммуникаций, отвалов и т. д. все естественные препятствия и искусственные сооружения в пределах карьерного поля и в зоне транспортных доступов к нему удаляются или переносятся.

Естественные препятствия: на равнинах это леса, кустарники, ручьи, реки, озера, болота, в горах – нависи, заколы.

Искусственные сооружения: автомобильные и железные дороги, промышленные и бытовые сооружения в пределах технических границ карьера.

Обводненность месторождений резко снижает устойчивость откосов горных выработок, затрудняет и удорожает строительство и содержание

транспортных коммуникаций в карьере, резко снижает производительность оборудования. В связи с этим проводится осушение месторождения.

Система осушения месторождения должна обеспечить нормальные условия ведения горных работ в карьере, как в период строительства, так и в период эксплуатации. Эта система преследует цель ограждения карьера от притоков поверхностных и подземных вод путем проведения специальных выработок и организации водоотлива.

Способ осушения карьера выбирается в зависимости от водоносных свойств горных пород и величины атмосферных осадков.

Различают поверхностный, подземный и комбинированный способы осушения.

Для ограждения карьера от стока поверхностных вод на участках пониженных отметок рельефа сооружают нагорные каналы, по которым вода поступает к водосборникам, из которых затем откачивается насосами. Иногда ограничиваются проведением внутрикарьерных дренажных траншей и созданием системы карьерного водоотлива (основной дренажной, собирающей в себя воду, является сам карьер).

В остальных случаях осушение месторождений осуществляется системой специальных дренажных выработок для понижения уровня подземных вод в контуре карьерного поля.

При поверхностном способе осушения создается система дренажных траншей или траншей в комплексе с горизонтальными дренажными скважинами, но чаще – система вертикальных водопонижающих скважин большого диаметра (250–900 мм). Эти скважины располагаются в один или несколько рядов на расстоянии от 30 до 250 м один от другого в зависимости от коэффициента фильтрации. Откачку воды производят, как правило, мощными центробежными погружными насосами.

При подземном способе осушения сооружают дренажные стволы с сетью подземных водосборных выработок.

При комбинированном способе осушения используется система скважин, пробуренных с поверхности, и подземных дренажных выработок.

Система осушения изменяется в процессе разработки месторождения с целью заблаговременно осушить горные породы.

3.2.2. ТРЕБОВАНИЯ К ГОРНО-СТРОИТЕЛЬНЫМ РАБОТАМ

К горно-строительным (горно-капитальным) работам относятся горные работы, выполнение которых осуществляется в период строительства карьера, т. е. от начала строительства до момента сдачи карьера в эксплуатацию. К этим работам относятся работы по проведению капитальных и разрезных траншей, работы по разносу уступов до границ, определяемых контуром карьера на момент сдачи его в эксплуатацию (первоначальный котлован). Готовность сдачи карьера в эксплуатацию устанавливается специальной комиссией и фиксируется документом.

Требования, предъявляемые к горно-строительным работам, которые обеспечивают сдачу карьера в эксплуатацию следующие:

1. Положение горных работ на момент сдачи карьера в эксплуатацию устанавливается проектом и фиксируется по каждому уступу в плане и на профилях.

2. Положение горно-строительных работ по окончании строительства устанавливается при безусловном соблюдении требуемых углов откосов бортов и уступов карьера, ширины рабочих площадок и берм (транспортных и предохранительных), а также наличия на момент сдачи нормативных запасов полезного ископаемого (вскрытых, подготовленных и готовых к выемке).

3. Нормативная величина запасов на момент сдачи карьера в эксплуатацию устанавливается в зависимости от величины промышленных запасов месторождения и проектной производственной мощности строящегося карьера. Обеспеченность строящегося карьера различными нормативными запасами зависит также и от сложности месторождения. Обеспеченность запасами на момент ввода в эксплуатацию карьера определяется количеством месяцев его работы для обеспечения проектной производственной мощности в течение первого года эксплуатации. Эта обеспеченность должна составлять: вскрытые на 4–6 месяцев; подготовленные на 2–4; готовые на 0,5–1,5. При этом производственная мощность карьера в первый год эксплуатации может составлять 70–85 % от проектной.

При разработке с перевозкой вскрыши на внешние отвалы эти запасы полезного ископаемого создаются путем опережения вскрышных работ. В случае с перевалкой вскрыши в выработанное пространство карьера создание их затруднительно и не всегда возможно, так как ширина полосы запасов ограничена линейными параметрами вскрышного экскаватора либо отвалообразователя.

Поперечное сечение карьера на момент сдачи его в эксплуатацию показано на рис. 3.2.2.1.

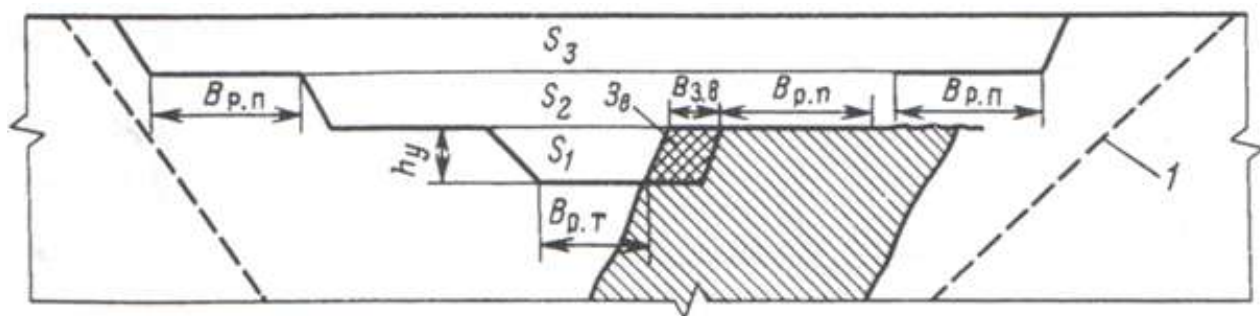


Рис. 3.2.2.1. Поперечное сечение карьера на момент сдачи в эксплуатацию

3.2.3. ОБОСНОВАНИЕ МЕСТА ЗАЛОЖЕНИЯ ТРАНШЕЙ

При обосновании места заложения вскрывающих и подготавливающих выработок руководствуются следующими соображениями для обеспечения:

- минимальных затрат на транспортирование вскрыши и полезного ископаемого;

- минимального объема горно-капитальных работ;
- рационального распределения объемов вскрышных пород на срок отработки карьерного поля в течение ближайших 10–15 лет.

Оптимальный вариант определяется минимумом суммарных приведенных затрат на строительство карьера и его эксплуатацию в начальный период (10–15 лет).

3.2.4. РАСЧЕТ ДЛИНЫ И ОБЪЕМОВ ВСКРЫВАЮЩЕЙ И ПОДГОТАВЛИВАЮЩЕЙ ВЫРАБОТОК

Объем горно-капитальных работ определяется в кубических метрах (м^3) по формуле

$$V_{\text{гк}} = V_{\text{кт}} + V_{\text{кп}},$$

где $V_{\text{кт}}$ – объем внешних капитальных траншей, проведенных к моменту сдачи карьера в эксплуатацию, м^3 ; $V_{\text{кп}}$ – объем первоначального карьера (котлована) на момент сдачи его в эксплуатацию, м^3 .

Длина подготавливающей разрезной траншеи определяется

$$L_{\text{рт}} = N_3 \cdot (0,7 - 0,85)A_{\text{г}} / 12 \cdot \rho_{\text{пи}} \cdot S_{\text{пи}}, \text{ м},$$

где $A_{\text{г}}$ – годовая проектная производственная мощность карьера, т; N_3 – принятый норматив подготовленных и, входящих в них, готовых запасов, мес; $\rho_{\text{пи}}$ – объемный вес полезного ископаемого, $\text{м}^3/\text{т}$; $S_{\text{пи}}$ – площадь поперечного сечения полезного ископаемого по нормативам подготовленных к выемке запасов полезного ископаемого, м^2 .

Длина вскрывающей выработки на вышележащем горизонте определяется нормативами вскрытых запасов и измеряется по длине выхода пласта на дневную поверхность (под наносы).

Объем первоначального карьера равен произведению площади его поперечного сечения (рис. 3.2.2.1) на длину разносимого при строительстве контура соответствующих выработок. Вначале на поперечном сечении залежи проводятся горизонтальные линии, соответствующие высотным отметкам нижних площадок уступов карьера. Построение поперечного сечения карьера начинается с добычного горизонта. В масштабе вычерчивается поперечное сечение разрезной траншеи, проводимой на добычном горизонте, а затем от ее верхних бровок отстраиваются контуры борта карьера до поверхности. В зависимости от угла падения залежи и от расположения разрезной траншеи оба борта могут быть рабочими или один борт – рабочий, а второй – нерабочий. Ширина верхней площадки добычного уступа включает ширину рабочей площадки, горизонтальную мощность пласта или ширину полосы запасов полезного ископаемого при значительной его мощности.

В соответствии с размерами поперечного сечения карьера определяется площадь сечения в границах каждого уступа. Объем горных работ по каждому уступу равен произведению площади сечения каждого уступа на длину

фронта работ уступа по его средней линии. Этот объем делится на объем разрезной траншеи и объем по разному бортов.

Горно-капитальные работы выполняются в следующем порядке. Проводится капитальная траншея, вскрывающая первый уступ. Затем из конца капитальной траншеи проводится разрезная траншея первого уступа. После этого производится разнос одного или двух бортов разрезной траншеи первого уступа. Затем проводится капитальная траншея (съезд), вскрывающая второй уступ. Из конца второй капитальной траншеи проводится разрезная траншея второго уступа и т. д.

Строительный объем вскрывающих выработок (капитальных траншей) в простых условиях может определяться, с некоторым допуском, объемом правильных геометрических тел, из которых может быть составлена траншея. Обычно при сложном рельефе поверхности месторождения и, как правило, при криволинейной форме траншей в плане для определения их объемов строят ряд параллельных поперечных вертикальных сечений в характерных местах продольного профиля траншеи (рис. 3.2.4.1). Затем планиметром определяют площади этих сечений и подсчитывают объем траншеи как сумму отдельных блоков:

$$V_{\text{кт}} = 0,5 \cdot [(S_1 + S_2) \cdot l_1 + \dots + (S_{n-1} + S_n) \cdot l_n], \text{ м}^3,$$

где $S_1 \dots S_n$ – площади поперечных сечений траншеи, м^2 ; $l_1 \dots l_n$ – длина отдельных блоков, на которые разделяется траншея, м.

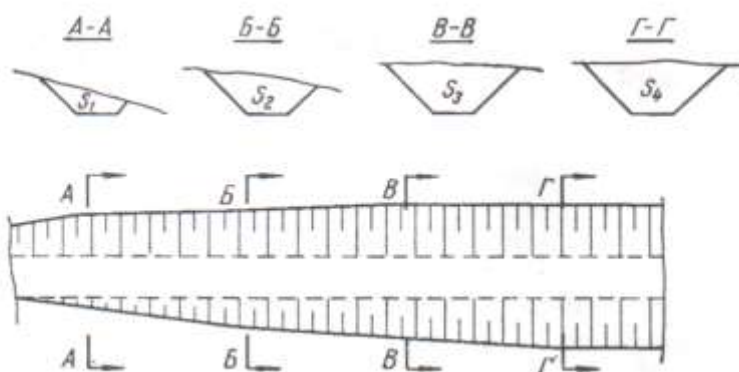


Рис. 3.2.4.1. Схема к расчету объема капитальной траншеи

Точность подсчета объемов по этому методу тем больше, чем меньше расстояние между поперечными сечениями. Точность подсчета объемов горно-капитальных работ в целом должна быть высокой, поскольку их величина в значительной мере определяет стоимость строительства и объем капитальных (кредитных, привлеченных) вложений.

3.2.5. ОРГАНИЗАЦИЯ РАБОТ ПО ВЫПОЛНЕНИЮ ГОРНО-СТРОИТЕЛЬНЫХ ОБЪЕМОВ

Объем работ по проведению капитальных и разрезных траншей, созданию рабочих площадок и нормативных запасов полезного ископаемого, не-

обходимое горнотранспортное оборудование, последовательность и срок выполнения этих работ определяются расчетами и фиксируются в графике организации строительства карьера. При разработке графика строительства карьера предусматривается рациональный порядок ввода горных машин в работу для обеспечения своевременного и максимального их использования, минимальных сроков и стоимости строительства.

Основные процессы, выполняемые при проходке горных выработок: бурение, взрывание, экскавация, транспортирование и укладка породы в отвал. В зависимости от условий залегания и свойств горных пород могут выполняться все или часть перечисленных процессов.

Горно-строительные работы ведутся на нескольких рабочих горизонтах и должны быть увязаны как во времени, так и в пространстве.

Взаимная увязка в работе между отдельными уступами, процессами и машинами достигается расчетом и реализацией графика организации выполнения горно-строительных работ. Этот график может быть рассчитан и представлен зависимостью $L = f(T)$, т. е. в осях длины фронта работ (ось ординат) от времени их выполнения (ось абсцисс, рис. 3.2.5.1).

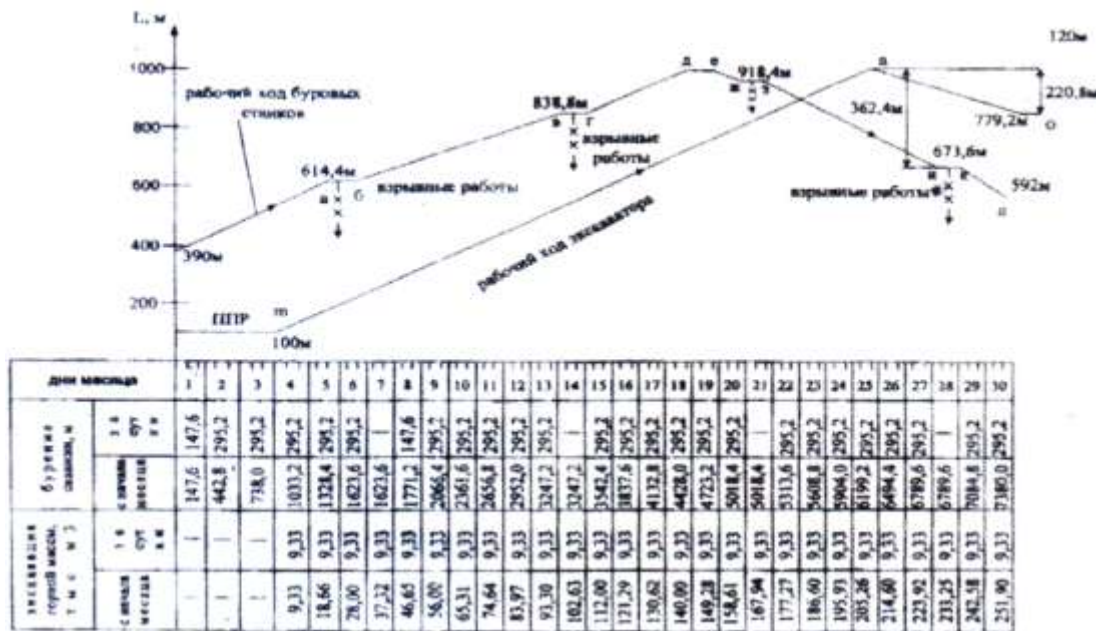


Рис. 3.2.5.1. График организации работы машин

Снизу графика добавляется таблица видов (бурение, экскавация и т. д.) и объемов работ (м, м³ и др.). Для этого первоначально отстраиваются положения мехлопат и буровых станков для характерных видов работ: проходка капитальной траншеи, вскрывающей первый уступ; разрезной траншеи первого уступа; разнос откосов первого уступа до проектного положения; капитальной траншей, вскрывающей второй уступ; разрезной траншеи, вскрывающей второй уступ и т. д. После того как установлен порядок этих работ, определяется их объем и сроки выполнения, строится график организации работ.

В особых случаях (в жестко установленных сроках, влияния сложных многофакторных условиях) рационально применение метода сетевого планирования. Основным изобразительным средством этого метода является сетевой график, представляющий собой модель процесса или программу действий.

4. СИСТЕМЫ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

4.1. ОБЩИЕ ПОНЯТИЯ О СИСТЕМАХ РАЗРАБОТКИ

Под *системой открытой разработки* месторождений понимается определенный порядок выполнения горно-подготовительных, вскрышных и добычных работ. В условиях данного карьера принятая система разработки должна обеспечивать безопасную, экономичную и наиболее полную выемку кондиционных запасов полезного ископаемого при соблюдении мер по охране окружающей среды.

При разработке горизонтальных и пологих месторождений горно-подготовительные работы заканчиваются в период строительства карьера. В этом случае отпадает необходимость вскрытия новых горизонтов, и система разработки характеризует порядок выполнения только вскрышных и добычных работ.

При разработке наклонных и крутопадающих месторождений горно-строительные работы по подготовке новых горизонтов продолжаются в течение всего периода эксплуатации. В этом случае система разработки характеризует порядок выполнения горно-подготовительных, вскрышных и добычных работ.

Для выполнения всех этих работ применяется различное горное и транспортное оборудование. Комплекс оборудования, обеспечивающий планомерную выемку горной массы в забоях и перемещение вскрыши на отвалы, а полезного ископаемого к складам и потребителям, составляет *структуру комплексной механизации*.

Система разработки и структура комплексной механизации карьера взаимосвязаны. Параметры элементов системы разработки (высота уступов, ширина рабочих и нерабочих площадок, длина фронта работ, размеры заходок, скорость подвигания и темп углубки горных работ и др.) взаимосвязаны с рабочими параметрами оборудования и рассматриваются в единстве. Для осуществления единства технологии и механизации открытых разработок акад. В. В. Ржевским введено понятие *технологических комплексов горных работ*. Технологические комплексы различаются типами оборудования, а их варианты – моделями оборудования. Для главного оборудования технологических комплексов – экскаваторов важнейшей характеристикой являются *технологические схемы* их забоев или схемы экскавации с соответствующими параметрами элементов системы разработки.

4.2. ЭЛЕМЕНТЫ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ И ИХ ПАРАМЕТРЫ

К элементам системы разработки относятся уступы, фронт работ уступа и карьера, рабочая зона карьера, рабочие площадки, транспортные и предохранительные бермы.

Уступы. Главным параметром уступа является его высота h_y , которая оказывает непосредственное влияние на производительность экскаваторов, качество полезного ископаемого, величину угла откоса рабочего борта карьера и т. д. Основным требованием при установлении высоты уступа является безопасное ведение горных работ. Угол откоса уступа (α), который зависит от физико-технических свойств горных пород, применяемого оборудования и продолжительности стояния уступов.

Рабочая площадка. Главным параметром является ее ширина. Минимально допустимая ширина рабочей площадки уступа зависит от рабочих параметров экскаваторов, вида и габаритов карьерного транспорта и схемы движения транспортных средств, высоты уступа, крепости пород. Минимальная ширина рабочей площадки ($B_{р.п.}$) при разработке скальных пород мехлопатами и погрузкой в колесный транспорт складывается (рис. 4.2.1) из ширины развала взорванной породы (x), безопасного расстояния от нижней бровки развала до транспортной полосы (C), ширины транспортной полосы (T), ширины площадки для размещения вспомогательного оборудования (Π_B) и ширины бермы безопасности (Z).

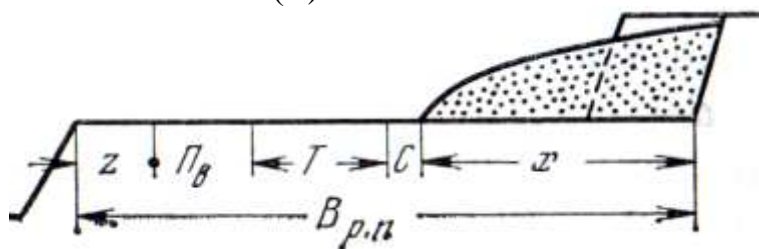


Рис. 4.2.1. Схема к определению ширины рабочей площадки уступа

Ширина развала зависит от свойств пород, методов взрывания, типа и величины заряда ВВ и т. д. Для ориентировочных расчетов можно принимать следующую величину развала: в легковзрываемых породах $x = 1,2h_y$, в средневзрываемых $2,3h_y$ и в трудновзрываемых $3h_y$.

При разработке мягких пород вместо ширины развала принимается ширина заходки по целику (A).

Ширина транспортной полосы зависит от типа транспортных средств и схемы их движения (поточная или маятниковая). Ширина площадки для вспомогательного оборудования принимается обычно в пределах 4–6 м. Ширина бермы безопасности определяется величиной призмы возможного обрушения.

Фронт работ уступа. Это часть уступа по длине, подготовленная к производству горных работ (создана рабочая площадка, подведены транспортные и энергетические коммуникации, выполнены дренажные работы и др.).

Суммарная протяженность фронтов работ уступов составляет *фронт работ карьера*, который подразделяется на вскрышной и добычной. Нарезка уступов, т.е. создание первоначального фронта горных работ, осуществляется проведением разрезных траншей.

Первоначальный фронт горных работ может располагаться вдоль длинной или короткой оси карьера, а также концентрически (рис. 4.2.2).

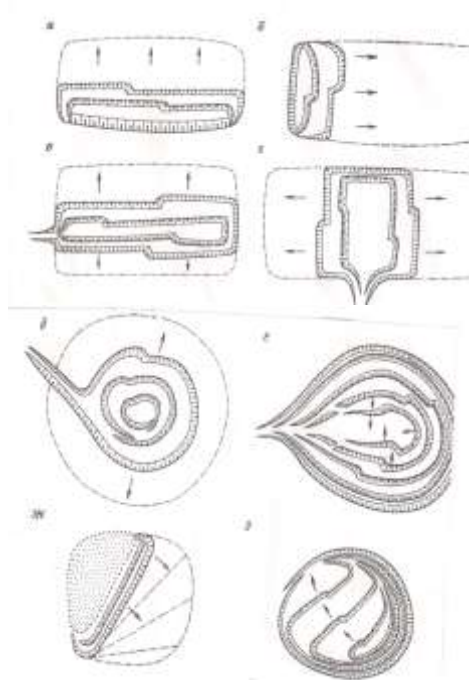


Рис. 4.2.2. Расположение и порядок перемещения фронта горных работ

Создание первоначального фронта вдоль длинной оси карьерного поля позволяет иметь большие объемы вскрытых запасов полезного ископаемого и интенсифицировать горные работы, но требует выполнения большого объема горно-подготовительных работ и значительной длины внутрикарьерных транспортных коммуникаций (рис. 4.2.2, а, в).

При расположении фронта работ вдоль короткой оси карьера объемы горно-подготовительных работ и длина внутрикарьерных транспортных коммуникаций меньше, но резервы интенсификации горных работ ограничены, усложняется вскрытие уступов из-за частого переустройства съездов.

Концентрическое расположение фронта обеспечивает минимальные объемы горно-подготовительных работ и высокий темп разработки.

Фронт работ уступа может перемещаться параллельно осям от одной границы к другой (рис. 4.2.2, а, б) или от промежуточного положения к границам (рис. 4.2.2, в, г), радиально от центра к границам или наоборот (рис. 4.2.2, д, е), по вееру (рис. 4.2.2, ж, з).

Длина фронта работ уступа ($L_{\text{фв}}$) и скорость его подвигания ($v_{\text{ф}}$) должны обеспечивать работу экскаваторов с заданной годовой эксплуатационной производительностью, определяемой по формуле

$$Q_{\text{эг}} = h_y \cdot L_{\text{фy}} \cdot v_{\text{ф}} / N_{\text{эy}},$$

где $N_{\text{эy}}$ – число экскаваторов, работающих на данном уступе.

Рабочая зона карьера – это зона, в которой осуществляются вскрышные и добычные работы. Она характеризуется совокупностью уступов, находящихся в одновременной разработке.

В рабочей зоне карьера каждый экскаватор занимает определенную площадь, которая характеризуется шириной рабочей площадки и длиной экскаваторного блока.

Число экскаваторных блоков, которое может разместиться в рабочей зоне карьера

$$N_6 = k_0 \cdot k_{\text{рб}} \cdot S_{\text{рз}} / S_6,$$

где $k_0 = 0,85-0,93$ – коэффициент, учитывающий наличие откосов уступов в рабочей зоне; $k_{\text{рб}} = 0,7-0,8$ – коэффициент, учитывающий наличие резервных блоков.

В процессе освоения проектной производственной мощности рабочая зона увеличивается в плане и по высоте. При разработке горизонтальных и пологих месторождений высотное положение рабочей зоны изменяется незначительно, а размеры в плане лишь за счет изменения конфигурации карьерного поля (рис. 4.2.3, а). Рабочая зона в этом случае сравнительно постоянна по размерам, при этом перемещается в пространстве карьера с течением времени и поэтому называется *сплошной*.

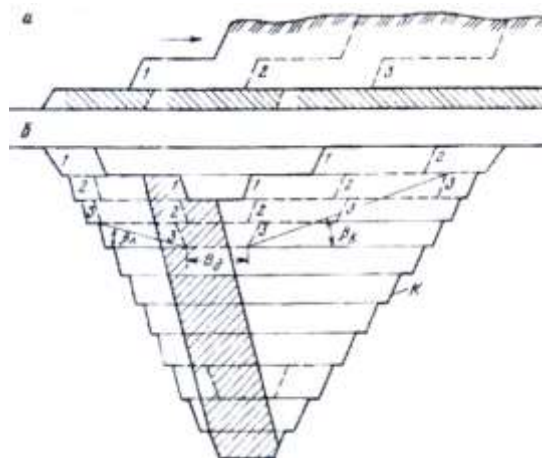


Рис. 4.2.3. Рабочая зона карьера при разработке горизонтальных и крутых месторождений

В условиях разработки наклонных и крутых месторождений рабочая зона карьера постепенно понижается, и площадь ее увеличивается до тех пор, пока промежуточных или конечных границ карьера по поверхности не достигнут верхние рабочие горизонты (рис. 4.2.3, б). После этого горные работы на верхних горизонтах прекращаются, и площадь рабочей зоны уменьшается с дальнейшим углублением горных работ. В процессе разработки она представляет собой перемещающуюся и изменяющуюся во времени поверхность, в пределах которой осуществляются горные работы.

Поэтому при разработке наклонных и крутых месторождений рабочая зона называется *углубочной*.

4.3. КЛАССИФИКАЦИИ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ

Наиболее известны и нашли применение в практике классификации систем разработки, предложенные проф. Е. Ф. Шешко, акад. Н. В. Мельниковым, акад. В. В. Ржевским.

В основу *классификации проф. Е. Ф. Шешко* (табл. 4.3.1, рис. 4.3.1) положено направление перемещения вскрышных пород в отвалы.

Таблица 4.3.1

Классификация систем разработки по Е. Ф. Шешко

Группы систем разработки	Наименование систем разработки	Условное обозначение
А. Системы разработки с перевалкой вскрыши (поперечное перемещение)	1. Система разработки с непосредственной перевалкой вскрыши	А – 1
	2. То же, с кратной перевалкой вскрыши	А – 2
	3. То же, с перевалкой вскрыши отвалообразователями	А – 3
Б. Системы разработки с перевалкой вскрыши (продольное перемещение)	4. Система разработки с перевозкой вскрыши на внутренние отвалы	Б – 4
	5. То же на внешние отвалы	Б -5
	6. То же на внешние и внутренние отвалы	Б – 6
Б. Системы разработки с перевалкой и перевозкой вскрыши	7. Система разработки с частичной перевозкой вскрыши на внутренние или внешние отвалы	В – 7
	8. То же с частичной перевалкой вскрыши во внутренние отвалы	В -8
А – 0. Системы разработки с незначительным объемом вскрышных работ, когда способы перемещения вскрыши в отвалы не имеют значения		А – 0

Системы с поперечной перевалкой вскрыши во внутренние отвалы являются технологически наиболее простыми и экономичными. Однако перевалка породы в рабочих органах экскаваторов ограничивает параметры этих систем и область их применения. Здесь жестко увязаны вскрышные и добычные работы, а объем вскрытых запасов строго ограничен.

Системы с продольной перевозкой вскрыши на отвалы более сложны и менее экономичны. Но у них нет жесткой взаимосвязи вскрышных и добычных работ, а вскрытые запасы могут быть созданы в большем объеме. Область применения этих систем более широкая.

В основу *классификации акад. Н. В. Мельникова* положен способ производства вскрышных работ. Классификация включает следующие системы разработки: бестранспортную, экскаватор-карьер, транспортно-отвальную, специальную, транспортную и комбинированную (табл. 4.3.2).

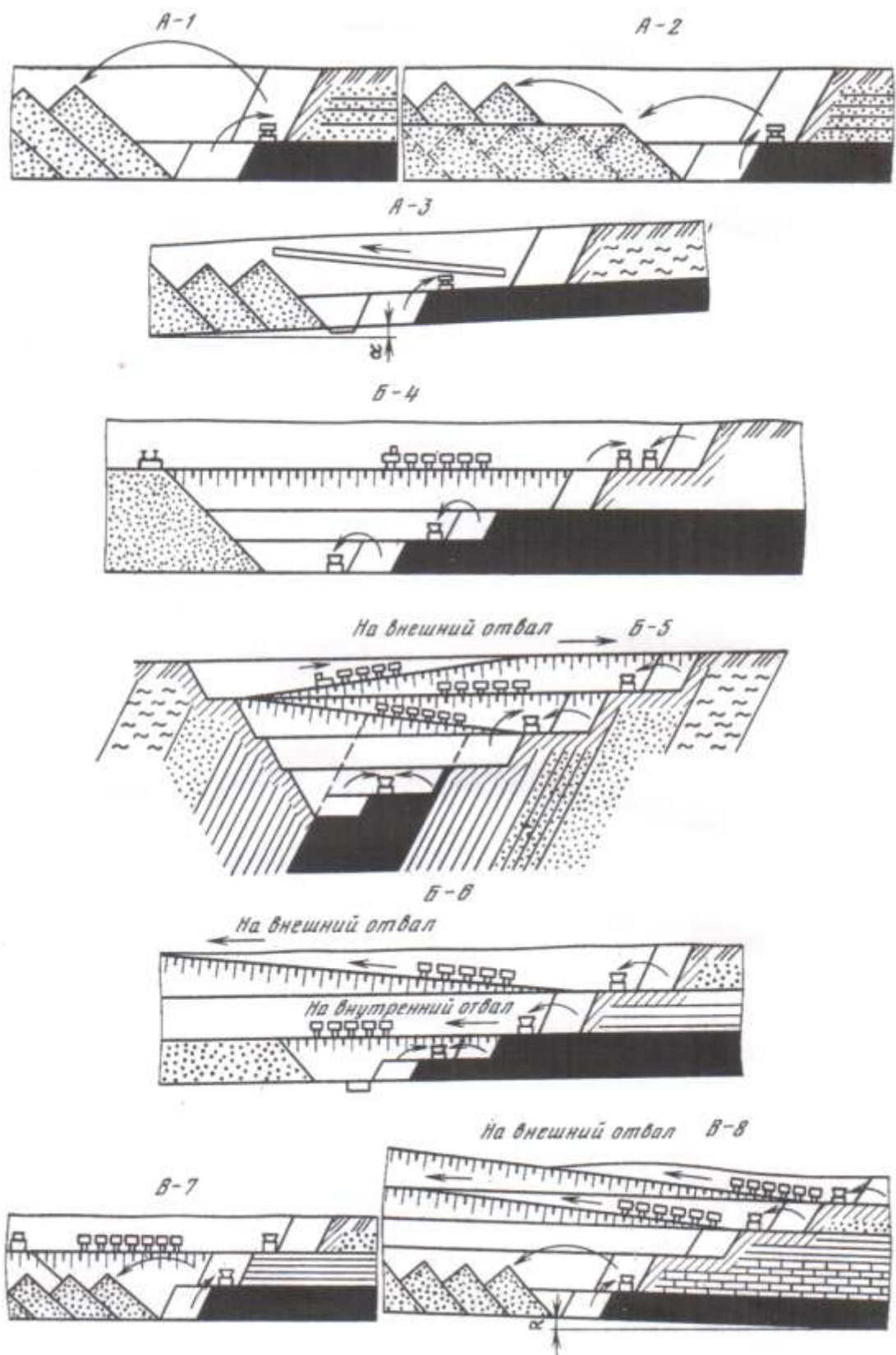


Рис. 4.3.1. Схемы систем разработки по Е. Ф. Шешко

Классификация систем разработки по Н. В. Мельникову

Системы разработки	Характеристика систем	Условия применения	Применяемое оборудование
Бестранспортная	Вскрыша перемещается во внутренние отвалы экскаваторами		Мехлопаты и драглайны с большими рабочими параметрами
Экскаватор-карьер	Вскрышные и добычные работы ведутся драглайном попеременно. Вскрыша переваливается в выработанное пространство. Полезное ископаемое грузится в бункер или навал	Горизонтальные и пологие месторождения ограниченной мощности	Драглайн, бункер, мехлопата
Транспортно-отвальная	Вскрыша перемещается во внутренние отвалы транспортно-отвальными мостами или отвалообразователями	Горизонтальные и пологие месторождения с мягкими покрывающими породами	Цепные и роторные экскаваторы, мехлопаты, транспортно-отвальные мосты, консольные отвалообразователи
Специальная	Вскрыша удаляется башенными экскаваторами, скреперами, гидромеханизацией, кабель-краном	Горизонтальные и пологие месторождения с мягкими покрывающими породами. При применении кабель-кранов, в условиях крутых пластов и крепких породах	Кабельные экскаваторы, скреперы, гидромониторы, драги, земснаряды, кабель-краны
Транспортная	Вскрыша перемещается транспортными средствами на внутренние или внешние отвалы	Месторождения различной формы с породами любой крепости	Экскаваторы любых типов, колесный и конвейерный транспорт
Комбинированная	Комбинация различных систем	Горизонтальные и пологие месторождения ограниченной мощности с мягкими вмещающими породами	Экскаваторы любых типов, колесный и конвейерный транспорт

Приведенные выше классификации в неполной мере отражают порядок отработки месторождения, порядок производства добычных работ, а также порядок развития фронта и рабочей зоны карьера.

Наиболее универсальной является классификация систем разработки, в основу которой положены горно-геологические и горно-геометрические

предпосылки, характеризующие порядок производства вскрышных, добычных и горно-подготовительных работ. Этой классификацией является *классификация акад. В. В. Ржевского* (табл. 4.3.3 и рис. 4.3.2).

Таблица 4.3.3

Классификация систем разработки по В. В. Ржевскому

Индекс групп систем	Группы	Индекс подгрупп	Подгруппа	Индекс систем	Системы разработки
С	Сплошная	СД	Сплошная продольная	СДО	Сплошная продольная однобортовая
				СДД	Сплошная продольная двухбортовая
		СП	Сплошная поперечная	СПО	Сплошная поперечная однобортовая
				СПД	Сплошная поперечная двухбортовая
		СВ	Сплошная веерная	СВЦ	Сплошная веерная центральная
				СВР	Сплошная веерная рассредоточенная
		СК	Сплошная кольцевая	СКЦ	Сплошная кольцевая центральная
У	Углубочная	УД	Углубочная продольная	УДО	Углубочная продольная однобортовая
				УДД	Углубочная продольная двухбортовая
		УП	Углубочная поперечная	УПО	Углубочная поперечная однобортовая
				УПД	Углубочная поперечная двухбортовая
		УВ	Углубочная веерная	УВР	Углубочная веерная рассредоточенная
		УК	Углубочная кольцевая	УКЦ	Углубочная кольцевая центральная
УС	Смешанная (углубочно-сплошная)	УДС	Углубочно-сплошная продольная	УСДО	Углубочно-сплошная однобортовая
				УСПД	То же, поперечная двухбортовая
				УСВР	То же, веерная рассредоточенная
				УСКЦ	То же, кольцевая центральная

Согласно классификации акад. В. В. Ржевского имеет место существенное различие систем разработки горизонтальных и пологих, а также наклонных и крутых месторождений.

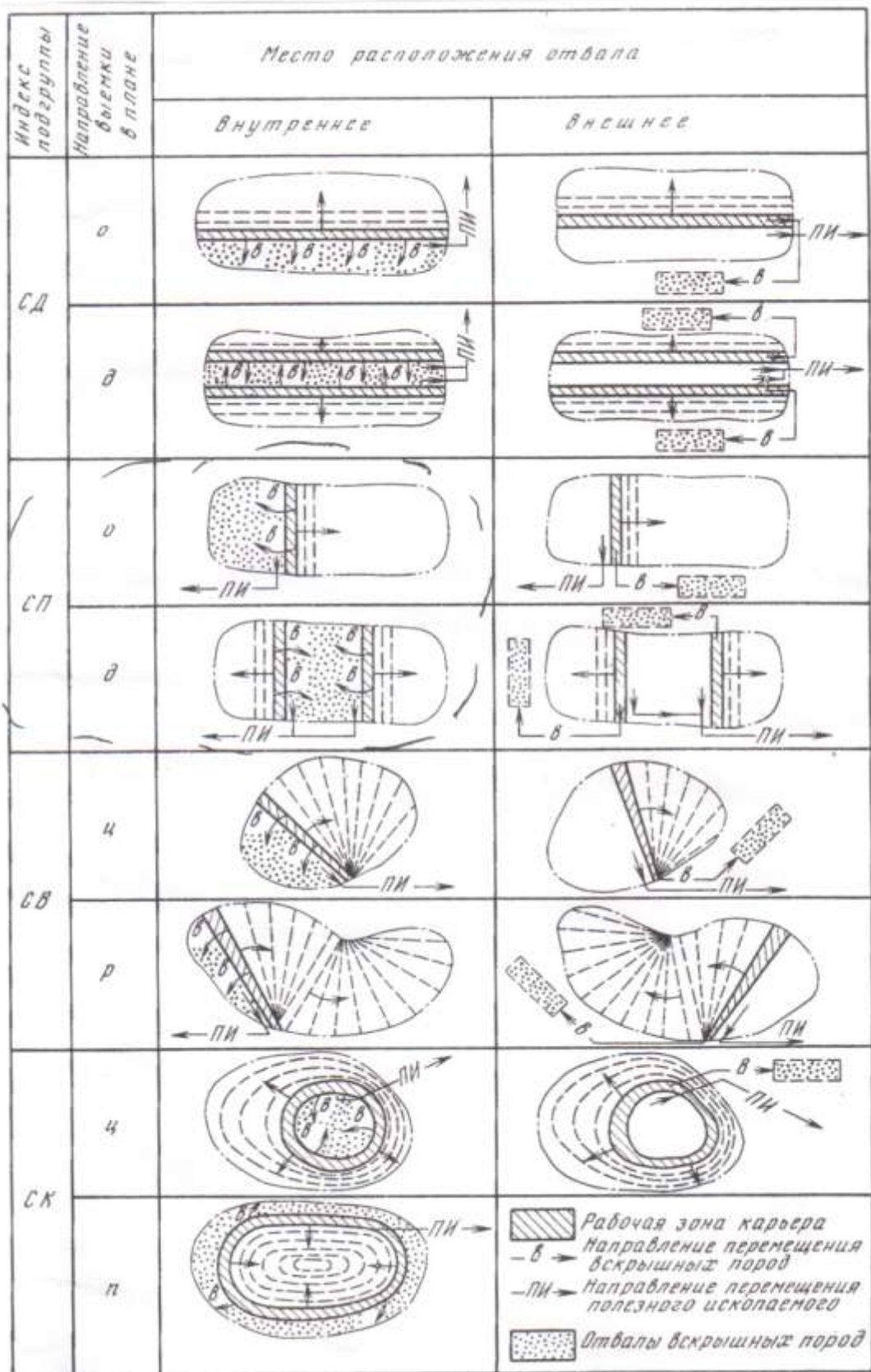


Рис. 4.3.2. Схемы систем разработки В. В. Ржевского

Индекс подгруппы	Направление выемки в плане	План	Профиль
УД	о		
	д		
УП	о		
	д		
УВ	р		
УК	ц		
		<p>Полезное ископаемое Направление подбигания фронта работ в профиле (направление перемещения рабочей зоны)</p>	

Рис. 4.3.2. Схемы систем разработки В. В. Ржевского (Продолжение)

Системы разработки горизонтальных и пологих месторождений характеризуются только порядком выполнения вскрышных и добычных работ, так

как горно-подготовительные работы заканчиваются в период строительства карьера и могут быть вновь выполнены в период реконструкции. Такие системы разработки имеют практически постоянную рабочую зону в течение всего срока эксплуатации и называются *сплошными*.

При разработке наклонных и крутых месторождений вскрышные, горно-подготовительные и добычные работы выполняются постоянно. Системы разработки этих месторождений характеризуются переменной рабочей зоной и называются *углубочными*.

Месторождения со сложными топографическими и горно-геологическими условиями могут разрабатываться *смешанными (углубочно-сплошными)* системами.

Порядок разработки месторождения связан с развитием горных работ по отношению к контурам карьерного поля. В связи с этим различают системы разработки по направлению выемки в плане:

- *продольные* однобортные и двухбортные при перемещении фронта горных работ параллельно длинной оси карьера;
- *поперечные* однобортные и двухбортные, когда фронт перемещается параллельно короткой оси карьерного поля;
- *веерные*, когда фронт перемещается по вееру с центральным (общим) или рассредоточенным (два и более) поворотными пунктами;
- *кольцевые*, когда фронт имеет форму кольца и разработка ведется от центра к границам или от границ к центру.

4.4. СПЛОШНАЯ СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ

Сплошные системы разработки применяются при разработке горизонтальных и пологих месторождений с углом падения до 12–15°. При работе в этих условиях стремятся к максимальному размещению вскрыши в выработанном пространстве, которая появляется после перемещения части пород на внешние отвалы и добычи части полезного ископаемого.

Развитие горных работ начинается с проведения въездной и разрезной траншей на фланге карьерного поля с меньшей мощностью вскрыши, от устья которой проходится разрезная траншея. При этом применяются *однобортные (продольная и поперечная)* системы разработки с *параллельным подвиганием фронта работ*.

Поперечная однобортная система разработки обеспечивает меньшие объемы горно-подготовительных работ и сокращение расстояния внутрикарьерного транспортирования горной массы.

Двухбортная применяется при большой производительности карьера и в тех случаях, когда минимальная мощность вскрыши находится в середине карьерного поля.

При *продольной однобортной* системе разработки протяженность фронта работ на уступе определяется длиной карьерного поля или его шириной при *поперечной однобортной* системе.

При *продольной двухбортной* системе длина фронта работ уступов удваивается.

Веерная сплошная система разработки применяется при разработке горизонтальных и пологих до 6° падения месторождений и использовании многоковшовых экскаваторов на рельсовом ходу в комплексе с железнодорожным транспортом или транспортно-отвальным мостом. Положение поворотного пункта веера в процессе работы карьера остается неизменным, и транспортный доступ создается только с одной стороны.

Кольцевая система разработки применяется при разработке мощных округлых месторождений.

Интенсивность разработки в этих условиях характеризуется *годовой скоростью подвигания фронта работ*.

Связь структур комплексной механизации (комплексов оборудования) с системами разработки проявляется в соответствии параметров оборудования с параметрами элементов систем разработки (высотой уступов, шириной заходок, шириной рабочих площадок и транспортных берм, длиной экскаваторных блоков и фронта работ и т. д.).

При разработке горизонтальных и пологих залежей на вскрышных работах используются различные технологические комплексы оборудования:

- экскаваторно-отвальные, используемые при перевалке вскрыши в выработанное пространство;
- выемочно-отвальные с транспортно-отвальными мостами;
- скреперные;
- бульдозерные;
- вскрышные выемочно-конвейерные;
- вскрышные экскаваторно-железнодорожные;
- вскрышные экскаваторно-автомобильные;
- гидромеханизированные и дражные;
- комбинированные.

Технологические комплексы перевалки вскрыши в выработанное пространство (драглайнами, мехлопатами с большими рабочими параметрами) наиболее экономичны.

Различают комплексы с непосредственной перевалкой вскрыши (без переэкскавации) и усложненные (с переэкскавацией), используемые при недостаточных параметрах оборудования по отношению к высоте уступа.

4.4.1. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ КОМПЛЕКСЫ С НЕПОСРЕДСТВЕННОЙ ПЕРЕВАЛКОЙ ВСКРЫШИ В ВЫРАБОТАННОЕ ПРОСТРАНСТВО

При перевалке вскрыши *мехлопатой* (рис. 4.4.1.1) последняя устанавливается на кровле пласта полезного ископаемого и разрабатывает уступ на всю высоту.

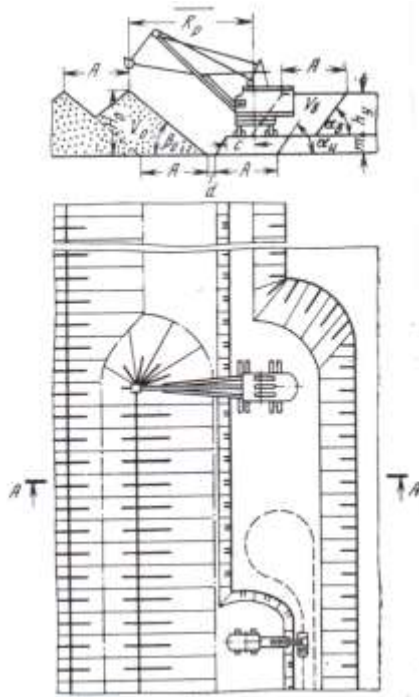


Рис. 4.4.1.1. Схема перевалки вскрыши мехлопатой во внутренний отвал

Расчет технологического комплекса состоит в выборе рабочих размеров экскаватора для заданной высоты уступа или в определении высоты уступа при заданных рабочих размерах экскаватора. При этом исходят из равенства объемов породы во вскрышной и отвальной заходке (на 1 м длины). Объем во вскрышной заходке составляет

$$V_v = A \cdot h_y \cdot k_p,$$

где A – ширина заходки, м; h_y – высота уступа, м; k_p – коэффициент разрыхления породы в отвале.

Объем породы на 1 м отвальной заходки

$$V_o = A \cdot H_o - 0,25A^2 \cdot \text{tg}\beta_o,$$

где H_o – высота отвала, м; β_o – угол откоса отвала, град.

$$V_o = V_v, \text{ то } A \cdot h_y \cdot k_p = A \cdot H_o - 0,25A^2 \cdot \text{tg}\beta_o.$$

Откуда высота вскрышного уступа составит

$$h_y = (H_o - 0,25A \cdot \text{tg}\beta_o) / k_p.$$

Необходимый радиус разгрузки экскаватора

$$R_p = c + m \cdot \text{ctg}\alpha_d + d + H_o \cdot \text{ctg}\beta_o,$$

где c – расстояние от оси хода экскаватора до верхней бровки добычного уступа, м; m – мощность пласта полезного ископаемого, м; α_d – угол откоса добычного уступа, град; d – расстояние от нижней бровки добычного уступа до отвала, м.

Возможная высота отвала определяется радиусом разгрузки

$$H_0 = (R_p - c - d \cdot m \cdot \operatorname{ctg} \alpha_d) / \operatorname{tg} \beta_0.$$

При перевалке вскрыши драглайном последний устанавливается на кровле вскрышного уступа (рис. 4.4.1.2, а) или на промежуточном горизонте (рис. 4.4.1.2, б).

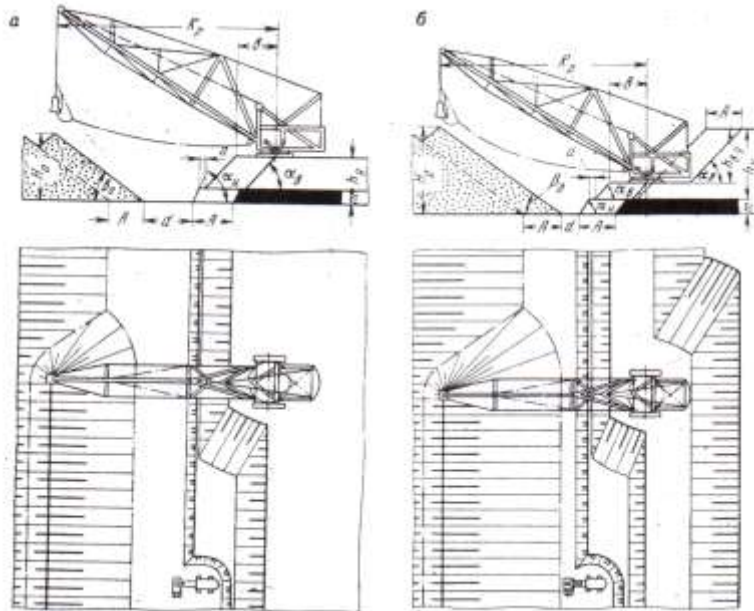


Рис. 4.4.1.2. Схемы перевалки вскрыши во внутренний отвал драглайном

При установке драглайна на кровле вскрышного уступа радиус разгрузки определяется по формуле

$$R_p = b + h_y \cdot \operatorname{ctg} \alpha_b + a + m \cdot \operatorname{ctg} \alpha_d + d + H_0 \cdot \operatorname{ctg} \beta_0, \text{ м,}$$

где b – расстояние от оси хода драглайна до верхней бровки вскрышного уступа, м; a – ширина бермы безопасности на добычном уступе, м.

Высота отвала определяется по формуле

$$H_0 = [R_p - (b + a + d + m \cdot \operatorname{ctg} \alpha_d + h_y \cdot \operatorname{ctg} \alpha_b)] / \operatorname{ctg} \beta_0, \text{ м.}$$

Допустимая высота вскрышного уступа составит

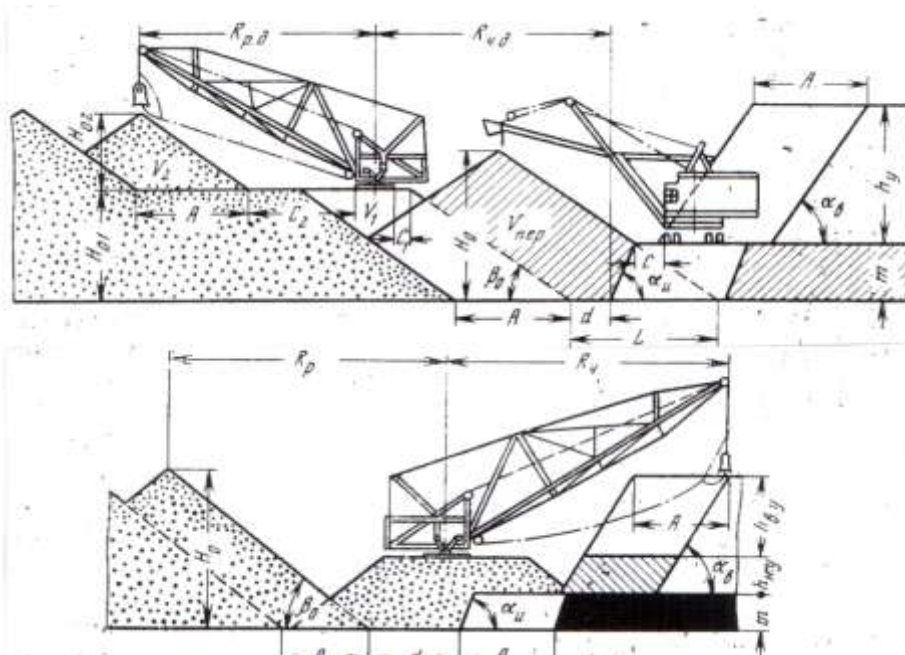
$$h_y = [R_p - (b + a + d + m \cdot \operatorname{ctg} \alpha_d + 0,25A)] / (k_p \cdot \operatorname{ctg} \beta_0 + \operatorname{ctg} \alpha_b).$$

При установке драглайна на промежуточном горизонте достигается лучшее использование параметров драглайна и увеличение высоты вскрышного уступа. Высота верхнего подступа составляет 0,6–0,7 высоты уступа.

4.4.2. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ КОМПЛЕКСЫ С КРАТНОЙ ПЕРЕВАЛКОЙ ВСКРЫШИ В ВЫРАБОТАННОЕ ПРОСТРАНСТВО

При кратной перевалке один экскаватор (мехлопата или драглайн) разрабатывает уступ и переваливает вскрышу в выработанное пространство с подвалкой полезного ископаемого. Второй (обычно драглайн) устанавливается на площадке отвала и переэкскавирует вскрышу далее в отвал и освобождает полезное ископаемое (рис. 4.4.2.1, а).

а)



б)

Рис. 4.4.2.1. Схемы кратной перевалки вскрыши в отвал

Такая работа может осуществляться и последовательно (вскрыша, затем переэкскавация и т. д.) одним драглайном.

Драглайн может устанавливаться и на предотвале (рис. 4.4.2.1, б). Уступ в этом случае делится на заходки по высоте (Райчихинская схема). Драглайн разрабатывает верхнюю заходку и укладывает впереди себя в предотвал, по которому и перемещается. Отступающим ходом экскавирует породу из нижней заходки и переэкскавирует породу из предотвала, освобождая полезное ископаемое.

Эффективность комплекса с кратной перевалкой определяется объемом переэкскавации вскрышных пород ($V_{п}$). Этот объем, отнесенный к объему вскрыши ($V_{в}$) в пределах вскрышной заходки с учетом коэффициента разрыхления (k_p), называется коэффициентом переэкскавации, т. е.

$$k_{п} = V_{п} / V_{в} \cdot k_p.$$

Экономически оправданное значение коэффициента переэкскавации определяется по формуле

$$k_{п} = (C_{т} - C_{б}) / C_{пз},$$

где C_T – затраты при транспортировании 1 м^3 вскрыши на внутренний отвал, руб; C_6 – затраты на 1 м^3 вскрыши при непосредственной перевалке в отвал, руб; $C_{пэ}$ – затраты на переэкскавацию 1 м^3 вскрыши, руб.

Экономически целесообразный коэффициент переэкскавации для современных драглайнов составляет 4–4,5.

4.4.3. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ КОМПЛЕКСЫ С РОТОРНЫМИ ЭКСКАВАТОРАМИ И КОНСОЛЬНЫМИ ОТВАЛООБРАЗОВАТЕЛЯМИ

Эти комплексы применяются при разработке мягких и плотных пород мощностью до 65 м на горизонтальных и пологих (с углом падения до 5°) месторождениях в районах с сухим климатом.

Консольный отвалообразователь устанавливается на кровле, почве добычного уступа, на предотвале. Вскрыша на него поступает непосредственно от экскаватора или через перегружатель.

Расчет состоит в определении размеров отвалообразователя при известных параметрах системы разработки или в определении допустимой высоты вскрышного уступа при известных размерах отвалообразователя из условия: объем вскрышной заходки на единицу длины фронта работ не должен превышать максимального объема отвальной заходки. Вылет отвальной консоли отвалообразователя (рис. 4.4.3.1) определяется по формуле

$$L_1 = A_p + m \cdot \text{ctg}\alpha_d + \Pi + H_0 \cdot \text{ctg}\beta_0,$$

где A_p – ширина полосы запасов полезного ископаемого под консолью, м; Π – ширина транспортной полосы, м.

Ширина базы отвалообразователя $L_2 = (0,16 \div 0,2)L_1$.

Вылет консоли $L_3 = (0,25 \div 0,3)L_1$.

Высота отвала определяется по формуле

$$H_0 = k_p \cdot h_y \cdot A / A_0 + A_0 \cdot \text{tg}\beta_0 / 4,$$

где A , A_0 – ширина вскрышной и отвальной заходок соответственно, м.

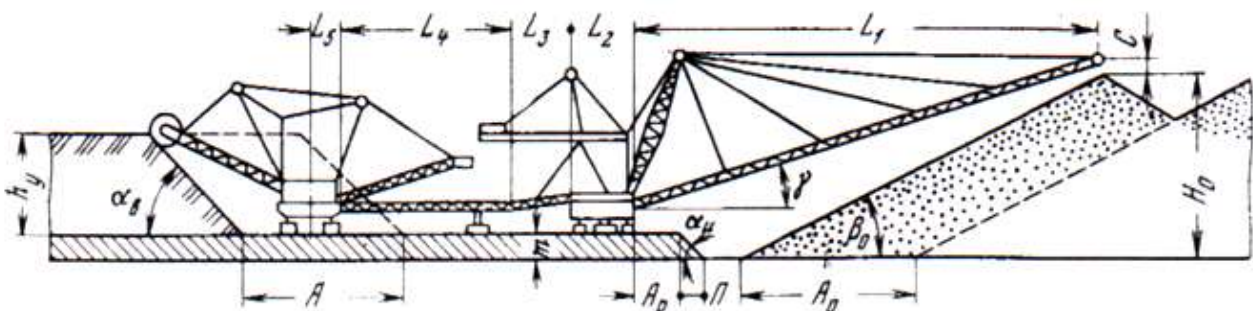


Рис. 4.4.3.1. Схема к определению параметров консольного отвалообразователя

При установке отвалообразователя на кровле пласта максимальная высота отвала составит

$$H_{\text{оmax}} = H_p + m - C_p,$$

где H_p – высота разгрузки отвалообразователя, м; $C_p = 1,5-2$ – минимальное расстояние по вертикали между концом отвальной консоли отвалообразователя и гребнем отвала, м.

При изменении положения отвалообразователя расчет комплекса производится аналогично по известным линейным размерам оборудования и параметрам элементов системы разработки.

4.4.4. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ КОМПЛЕКСЫ С ЭКСКАВАТОРАМИ НЕПРЕРЫВНОГО ДЕЙСТВИЯ И ТРАНСПОРТНО-ОТВАЛЬНЫМИ МОСТАМИ

Эти комплексы применяются при разработке горизонтальных и слабо-наклонных (до 3°) пластовых месторождений мощностью 5–20 м при мощности вскрыши до 60 м.

Вскрыша, разрабатываемая многоковшовыми экскаваторами, поступает на передаточные конвейера и по ним на конвейера транспортно-отвального моста, которые перемещают ее по кратчайшему расстоянию во внутренние отвалы. Устойчивость отвалов достигается предварительным осушением вскрышных пород и созданием системы дренажа отвалов.

Параметры мостов взаимосвязаны с параметрами системы разработки, которые зависят от горно-геологических условий и местоположения опор моста. Длина мостов составляет 200–600 м.

Параметры системы разработки как при параллельном, так и веерном перемещении фронта горных работ рассчитываются из условия равенства объемов вскрышной и отвальной заходок.

Основными расчетными параметрами моста являются расстояние между опорами (100–250 м), вылет отвальной консоли и высота разгрузки. Они определяют поперечные размеры карьера и величину вскрытых запасов, высоту отвалов и мощность обрабатываемой вскрыши. Эти параметры рассчитываются в зависимости от схемы установки опор, мощности вскрыши и полезного ископаемого, объема вскрытых запасов на зимний период, т. к. мосты работают сезонно.

4.4.5. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ КОМПЛЕКСЫ С ПЕРЕВОЗКОЙ ВСКРЫШИ НА ВНУТРЕННИЕ ОТВАЛЫ

Комплексы применяются при разработке мощных горизонтальных и пологих месторождений, обрабатываемых сразу на всю мощность. Вскрыша перемещается конвейерным, железнодорожным и автомобильным транспортом.

Расчет комплексов состоит в подборе рационального оборудования: экскаваторов и транспорта. При конвейерном транспорте подбираются конвейера, перегружатели, отвалообразователи. В случае применения железнодорожного транспорта, по заданной производительности грузопотока выбирается грузоподъемность думпкаров и полезная масса поезда, рассчитывается число локомотивосоставов, определяется типоразмер и число отвальных ма-

шин. При использовании автотранспорта определяется тип, грузоподъемность и число самосвалов, тип и число бульдозеров на отвале.

4.4.6. КОМБИНИРОВАННЫЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ КОМПЛЕКСЫ

Эти комплексы применяются при большой мощности вскрыши, когда ее нерационально разрабатывать по одной бестранспортной или транспортной технологии. Толща пород разбивается по высоте на две зоны, нижняя из которых разрабатывается с перевалкой вскрыши, а верхняя – с перевозкой.

4.5. ТЕХНОЛОГИЯ И КОМПЛЕКСНАЯ МЕХАНИЗАЦИЯ ПРИ УГЛУБОЧНЫХ СИСТЕМАХ РАЗРАБОТКИ

4.5.1. ОСОБЕННОСТИ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ

В условиях отработки наклонных и крутых залежей глубинного, нагорного и смешанного типа вскрыша средствами транспорта перемещается обычно на внешние отвалы и, в частных случаях отработки синклинальных складок или вытянутого месторождения с фланга, на внутренние. На вытянутых наклонных месторождениях применяется продольная однобортовая система разработки. На крутых – продольная двухбортовая.

Поперечные системы разработки применяются при использовании мобильного вида транспорта. Они позволяют уменьшить объемы горноподготовительных работ и внутрикарьерное расстояние перевозок горной массы.

При разработке месторождений округлой формы фронт работ развивается по кольцу.

Значительные по простиранию месторождения разбиваются на несколько карьерных полей, длина которых связана с рациональной организацией движения транспорта и составляет 2–2,5 км при автотранспорте и 3–3,5 км при железнодорожном. *Длина фронта работ уступов* при продольных системах разработки определяется длиной карьерного поля, а при поперечных – его шириной. *Число экскаваторных блоков* на уступе при железнодорожном транспорте 2–3, а при автомобильном 4–5.

Интенсивность разработки таких месторождений определяется *темпом углубки карьера*, который определяется по формуле

$$Y_r = A_r / (M_r \cdot L_z), \text{ м/год,}$$

где A_r – годовая производительность карьера по полезному ископаемому, м³; M_r – горизонтальная мощность залежи, м; L_z – длина залежи, м;

Разработка наклонных и крутых залежей осуществляется с применением технологических комплексов с перемещением горной массы транспортными средствами, главным образом, колесными.

4.5.2. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ КОМПЛЕКСЫ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНОГО ТРАНСПОРТА

Горная масса грузится экскаваторами в думпкары или полувагоны и перевозится на приемные пункты. Вскрыша поступает на внешние отвалы, а полезное ископаемое на склады. Отвалообразование осуществляется мехлопатами и драглайнами. На таких карьерах наибольшее распространение получили тупиковый фронт работ и маятниковое движение поездов с одним транспортным выходом на уступе и из карьера. Рациональная протяженность фронта зависит от числа экскаваторов, работающих на одном уступе. Обычно на одном уступе работает 1–2 экскаватора с длиной блока 1200–2000 м при продольной однобортовой и 1500–3000 м при продольной двухбортовой системе разработки.

Формирование комплексов оборудования, обслуживающих грузопотоки, основывается на качественной и количественной взаимоувязке оборудования смежных процессов. Устанавливается рациональное сочетание вместимости ковша забойных экскаваторов, полезной массы локомотивосостава и вместимости ковша отвальных экскаваторов. Рассчитывается число единиц основного оборудования в смежных процессах, исходя из их эксплуатационной производительности и объема работ.

Инвентарный парк экскаваторов, локомотивосоставов и буровых станков определяется с учетом нормативного резерва.

Оборудование для вспомогательных работ подбирается в соответствии с параметрами основных машин и организации их работ.

4.5.3. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ КОМПЛЕКСЫ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ АВТОТРАНСПОРТА

Горная масса грузится экскаваторами или погрузчиками в автосамосвалы и перевозится к приемным пунктам. Процесс отвалообразования осуществляется бульдозерами.

Автотранспорт применяется на карьерах с любой годовой производительностью при небольшом расстоянии транспортирования от 1 до 7–8 км соответственно для автосамосвалов 30 и 180–300 т, особенно при селективной выемке полезного ископаемого, разработке месторождений неправильной конфигурации и ограниченных размеров, сложной топографии местности. Движение автосамосвалов может быть поточным и маятниковым по постоянным, временным забойным и отвальным путям и скользящим съездам. Применяется как тупиковый, так и сквозной фронт работ. Выемка горной массы осуществляется как узкими заходками вдоль фронта работ, так и широкими панелями с поперечными заходками экскаватора.

При формировании комплекса оборудования грузопотоков в первую очередь выбирается отношение вместимости кузова автосамосвала (V_a) к вместимости ковша (E). Это отношение изменяется в пределах 2–10 и тем больше, чем больше расстояние транспортирования.

Грузоподъемность автосамосвала определяется по формуле

$$Q_a = \rho \cdot V_a / k_p,$$

где ρ – плотность горной массы, т/м³; k_p – коэффициент разрыхления горной массы в кузове автосамосвала.

По грузоподъемности автосамосвалов принимается их модель из их параметрического ряда завода изготовителя. Число единиц основного оборудования комплекса рассчитывается по эксплуатационной производительности машин основных технологических процессов и объема работ в грузопотоке; их инвентарный парк – с учетом нормативного резерва.

4.5.4. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ КОМПЛЕКСЫ С КОМБИНИРОВАННЫМ ТРАНСПОРТОМ

При разработке наклонных и крутопадающих месторождений с увеличением глубины карьеров и расстояния перевозок доля затрат на транспортирование горной массы значительно возрастает. В этих условиях целесообразно применять комбинированный транспорт, позволяющий использовать преимущества различных его видов.

На карьерах равнинного типа применяются автомобильно-железнодорожный, автомобильно-конвейерный, автомобильно-скиповой виды транспорта. На нагорных карьерах часто используются комбинации рудоспусков, рудоскатов и канатных подвесных дорог с другими видами транспорта. Комбинации транспорта связаны с формированием перегрузочных пунктов.

4.5.4.1. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ КОМПЛЕКСЫ С АВТОМОБИЛЬНО-ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНЫМ ТРАНСПОРТОМ

В этом случае горная масса грузится экскаваторами в автосамосвалы и доставляется к перегрузочному пункту, где она перегружается в локомотивосоставы и перевозится ими к пунктам приема.

При разработке сложноструктурных месторождений внутри карьера используются преимущества автомобильного транспорта, т. е. его мобильность и возможность преодолевать значительные уклоны.

Железнодорожный транспорт поднимает горную массу по стационарным путям капитальных траншей и транспортирует ее на значительные расстояния по долговременным путям.

Недостатком комплекса является наличие перегрузочного пункта, который требуется периодически переносить.

На перегрузочных пунктах применяется непосредственная перегрузка и перегрузка с временного склада с помощью экскаваторов или погрузчиков.

При непосредственной перегрузке автосамосвалов в думпкары емкость кузова автосамосвала должна быть кратной и не превышать емкости думпकारа. Параметры ковша экскаватора должны соответствовать вместимости вагона в отношении 1:4–6.

4.5.4.2. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ КОМПЛЕКСЫ С АВТОМОБИЛЬНО--КОНВЕЙЕРНЫМ ТРАНСПОРТОМ

Разные требования к кусковатости транспортируемой горной массе для автотранспорта и конвейеров требуют оборудования перегрузочного пункта стационарными или передвижными дробильными или грохотильными установками. Конвейеры для подъема горной массы могут устанавливаться открытыми, в галереях, в наклонном стволе с квершлагами, соединяющими ствол с концентрационными горизонтами.

Горная масса с перегрузочного пункта поступает на конвейер и транспортируется к приемным пунктам. Процесс отвалообразования осуществляется с помощью ленточных отвалообразователей.

4.5.4.3. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ КОМПЛЕКСЫ АВТОМОБИЛЬНОГО И ЖЕЛЕЗНОДОРОЖНОГО ТРАНСПОРТА СО СКИПОВЫМ ПОДЪЕМОМ

Горная масса доставляется автосамосвалами на перегрузочный пункт и выгружается непосредственно или перегружается в скипы, поднимается на поверхность, а из скипов перегружается в железнодорожный или автомобильный транспорт для доставки к пунктам разгрузки. Эта комбинация применяется при разработке глубоких горизонтов карьеров с устойчивыми боковыми породами.

Скиповой подъем дает возможность значительно сократить расстояние транспортирования горной массы по борту карьера, снизить капитальные затраты на устройство траншей, обеспечивает надежную работу в любых климатических условиях. Сочетание скипового подъема с автомобильным транспортом в карьере обеспечивает эффективность раздельной выемки полезного ископаемого.

К недостаткам относится двойная перегрузка горной массы, сложность углубления крутых траншей при подготовке новых горизонтов и сложность доставки в карьер людей и оборудования.

4.5.4.4. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ КОМПЛЕКСЫ ПРИ КОМБИНИРОВАННОМ ТРАНСПОРТЕ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ КАНАТНЫХ ПОДВЕСНЫХ ДОРОГ

Канатные подвесные дороги применяются при рельефе поверхности, не позволяющем проложить дорогу для колесного транспорта. Они позволяют транспортировать полезное ископаемое по кратчайшему пути в горных районах, через водные преграды, овраги и т. д.

В этом случае полезное ископаемое грузится мехлопатами в автосамосвалы и транспортируется до перегрузочного пункта на борту карьера. Затем, после дробления, перегружается в вагонетки канатной подвесной дороги и транспортируется к пунктам разгрузки. Загрузка вагонеток осуществляется с помощью пластинчатых питателей и дозаторов.

Применение канатных дорог целесообразно в особых условиях на карьерах небольшой производительности. Основным требованием является хорошее дробление (до 200 мм) горной массы.

4.6. КОМБИНИРОВАННАЯ РАЗРАБОТКА МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Комбинированной называется совместная разработка месторождения открытым и подземным способами. Эта разработка может быть одновременной и последовательной. Одновременная комбинированная разработка осуществляется при совмещении открытых и подземных работ. При последовательной разработке вначале верхняя часть месторождения разрабатывается открытым способом, а затем нижняя – подземным. Может быть и наоборот, при отработке целиков под инфраструктуру и целиков безопасности выработанных шахт.

При одновременной разработке подземные выработки служат для осушения карьерного поля и для транспортирования полезного ископаемого на склад. Вскрыша используется в качестве закладочного материала для заполнения подземного выработанного пространства. Зоны провалов и просадки и обрушения поверхности из-за влияния подземных горных работ используются под отвалы пустых пород. В тоже время из-за наличия подземных пустот и деформации массива пород возникает повышенная трещиноватость, что усложняет ведение буровзрывных работ и усложняет поддержание бортов в устойчивом состоянии, возможны провалы карьерного оборудования в подземные выработки. С другой стороны ухудшается устойчивость подземных горных выработок из-за производства массовых взрывов на карьере, увеличивается вероятность горных ударов.

При последовательной открыто-подземной разработке месторождений затруднения возникают лишь при переходе с одного способа добычи на другой и решаются проектом реконструкции предприятия, в котором разрабатываются специальные мероприятия по безопасности ведения горных работ.

Более сложные условия создаются при доработке запасов открытым способом на месторождениях, ранее частично отработанных подземным способом. Это связано со значительной нарушенностью и сдвигами массива пород, наличием подземных пустот, просадок. При доработке запасов высота уступов, например, снижается в 2 и более раза, уменьшается угол откоса уступов и вдвое увеличивается ширина рабочих площадок. Регулярно проводится бурение разведочных скважин для уточнения запасов, обнаружения пустот, провалов и просадок. Для производства горных работ используются экскаваторы с небольшой емкостью ковша (до 5 м³) и автосамосвалы грузоподъемностью до 55 т.

В ряде случаев целесообразно применение шнекобуровых машин для выемки полезного ископаемого, так как они ведут добычу, находясь вне опасных зон.

5. ОСОБЕННОСТИ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ СТРОИТЕЛЬНЫХ ГОРНЫХ ПОРОД

5.1. ТРЕБОВАНИЯ К СТРОИТЕЛЬНЫМ МАТЕРИАЛАМ ИЗ СТРОИТЕЛЬНЫХ ГОРНЫХ ПОРОД

К строительным относятся горные породы, из которых получают щебень, гравий, песок, стеновой и облицовочный камень. Строительные материалы должны удовлетворять требованиям ГОСТов, что и определяет требования к технологии и механизации горных работ.

Щебень выпускается фракциями 5–10, 10–20, 20–40, 40–70 мм и более 70 мм (бутовый камень). Содержание слабых разностей породы (менее 20 МПа) допускается не более 10 %, пылевидных и глинистых частиц не более 3 %; зерен пластинчатой (лещадной) и игловой форм не более 15 % по массе.

Щебень по прочности (пределу прочности на сжатие) делится на марки: 200, 300, 400, 600, 800, 1000, 1200.

По морозостойкости щебень также делится на марки Мрз: 15, 25, 40, 100, 150, 200, 300. Здесь цифры означают число циклов замораживания и оттаивания образца.

Гравий получают из рассевов песчано-гравийных смесей. Он характеризуется теми же показателями, что и щебень. При этом содержание пылевидных и глинистых частиц не должно превышать 1 % по массе.

Песок различают природный и дробленый. В природном песке допускается наличие зерен 5–10 мм не более 5 % и более 10 мм не более 0,5 %. Пылевидных и глинистых частиц не более 3 %, в том числе глинистых не более 0,5 %. Дробленый песок выпускается двух фракций: менее 1,25 и менее 0,63 мм. По прочности он может быть двух марок 400 и 800. Содержание пылевидных и глинистых частиц допускается не более 5 %, в том числе глинистых до 0,5 %.

Стеновой или пильный камень выпиливают из известняка, туфа, опоки, ракушечника и других горных пород плотностью не более 2100 кг/м³. Марки стенового камня следующие: 4, 7, 10, 15, 25, 35, 50, 75, 100, 125, 150, 200, 300 и 400. Стеновой камень выпиливают длиной 390 и 490 мм, шириной 190 и 240 мм и высотой 188 и 288 мм. Отклонения линейных размеров допускаются не более 8 мм.

Стеновые блоки выпиливаются длиной 500–3020 мм, шириной 820–1000 мм и высотой 300, 400, 500 мм. Отклонения размеров не более 10 мм.

Облицовочный камень должен обладать красивой окраской, прочностью, погодостойкостью и монолитностью.

Приведенным выше требованиям в наибольшей степени отвечает технология и механизация разработки, позволяющая сохранить природные качества пород. Поэтому их разработка отличается от разработки других месторождений полезных ископаемых.

5.2. ТЕХНОЛОГИЯ И МЕХАНИЗАЦИЯ ДОБЫЧИ НА ЩЕБЕНОЧНЫХ КАРЬЕРАХ

Мощность вскрыши на месторождениях щебня небольшая и изменяется в пределах 2–15 м. Вскрышные породы представлены в основном наносами. Вскрышные работы производятся драглайнами и мехлопатами малых и средних моделей, погрузчиками в комплексе с автосамосвалами, скреперами и бульдозерами.

Наибольший объем щебня производится из осадочных карбонатных пород. Эти породы характеризуются сложными структурой, залеганием и составом пород с различными крепостью, мощностью и содержанием глины.

На ряде месторождений при взрывании карбонатных пород часто имеет место переизмельчение крепких слоев и их перемешивание со слабыми, что вызывает большие потери сырья в отходах. В таких условиях применяется послонное механическое рыхление пород навесными рыхлителями на базе мощных бульдозеров (см. рис. 5.2.1):

а) непосредственно при рыхлении трещиноватых пород с пределом прочности до 80 МПа;

б) после предварительного рыхления массива взрывом на встряхивание в породах с пределом прочности до 120 МПа.

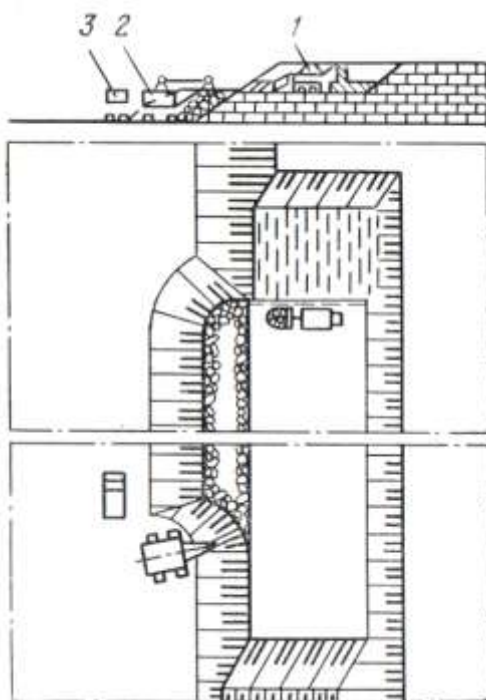


Рис. 5.2.1. Технологическая схема разработки уступа навесным рыхлителем:
1 – бульдозер – рыхлитель; 2 – экскаватор; 3 – автосамосвал

При механическом рыхлении пород для их погрузки используются экскаваторы и погрузчики.

Щебень получают также из магматических и метаморфических пород, которые характеризуются однородностью, большой крепостью, высокой морозоустойчивостью, небольшими водопоглощением и пористостью. Малая

доля производства щебня из этих пород обусловлена большими затратами на его производство и транспортирование.

Особенностью технологии и механизации добычи щебня является обязательное включение в производственный процесс дробильно-сортировочного цеха со стационарным или мобильным оборудованием.

5.3. ТЕХНОЛОГИЯ И МЕХАНИЗАЦИЯ ДОБЫЧИ ПЕСЧАНО-ГРАВИЙНЫХ ПОРОД

Песчано-гравийные месторождения характеризуются пластообразным залеганием, содержат валуны различных размеров и включения линз глинистых пород, часто обводнены.

Предприятия по производству готовой продукции включают процессы добычи, транспортировки, переработки для получения песка, гравия и щебня из валунов, их отдельного складирования и отгрузки потребителям. Основные технологические комплексы оборудования при добыче и переработке песчано-гравийных пород приведены на рис. 5.3.1.

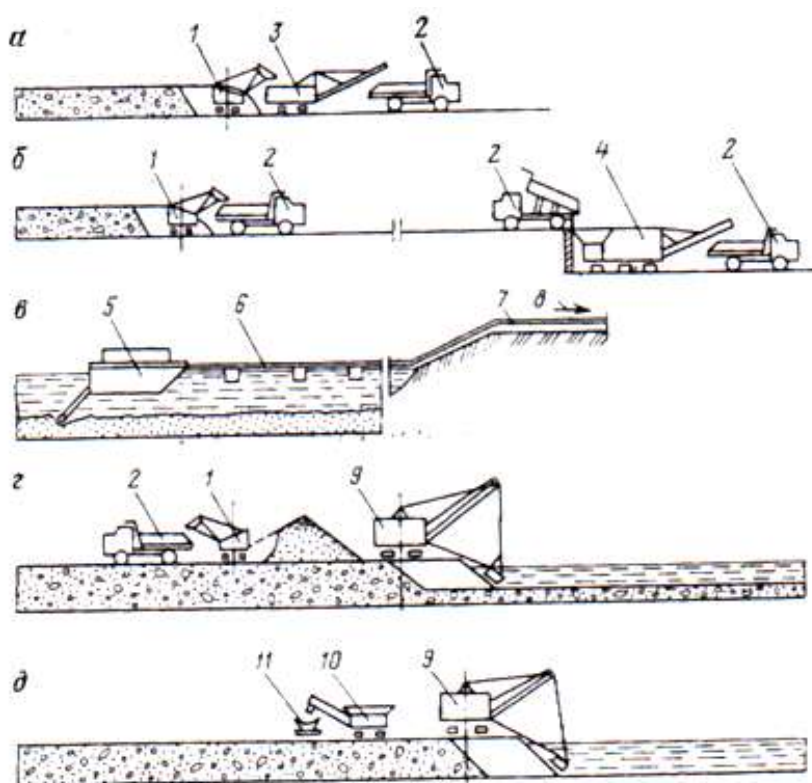


Рис. 5.3.1. Технологические комплексы оборудования:

1 – погрузчик; 2 – автосамосвал; 3, 4 – самоходные (полустационарные) дробильно-сортировочные установки; 5 – земснаряд; 6 – плавучий пульповод; 7 – пульповод на поверхности; 8 – направление движения гидросмеси; 9 – драглайн; 10 – обезвоживающий бункер-питатель; 11 – ленточный конвейер; а, б – схемы с использованием передвижной установки; в – с использованием земснаряда; г – с использованием дробильно-сортировочного цеха и автотранспорта; д – с использованием дробильно-сортировочного цеха и конвейерного транспорта

Для производства вскрышных работ применяются бульдозеры, скреперы, драглайны и экскаваторно-автомобильные комплексы. Погрузка песчано-гравийной массы осуществляется экскаваторами (драглайны, механические и гидравлические лопаты), погрузчиками, применяются также земснаряды. В качестве транспорта используются самосвалы и самосвалы-погрузчики, трубопроводный и конвейерный транспорт. Дробильно-сортировочные установки (ДСУ) в зависимости от производственной мощности предприятия могут быть самоходные, передвижные (на колесах или салазках), транспортируемые, полустационарные и стационарные.

5.4. ТЕХНОЛОГИЯ И МЕХАНИЗАЦИЯ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ СТЕНОВОГО КАМНЯ

Стеновой камень заданных размеров получают из пород, которые могут распиливаться дисковыми пилами, барами, кольцевыми фрезами непосредственно в забое. Это и определяет особенности разработки месторождений пильного камня: малая высота уступа (0,4–3 м) равная или кратная размерам камней и миллиметровые допуски выпиливаемых камней.

Для удаления мягкой вскрыши используются бульдозеры и скреперы.

Скальная вскрыша разрабатывается с применением буровзрывных работ и камнерезных машин. Для того чтобы не нарушить целостность добываемого камня, между взрываемым вскрышным уступом и пильным камнем оставляется предохранительный слой. Этот слой разрабатывается камнерезными машинами или с применением шпуровых пороховых зарядов при предварительной подрубке слоя врубовыми камнерезными машинами. Горная масса грузится погрузчиками или небольшими экскаваторами в автосамосвалы. Процесс выемки камня после выемки специальных ниш показан на рис. 5.4.1 (последовательность операций обозначена цифрами 1, 2, 3).

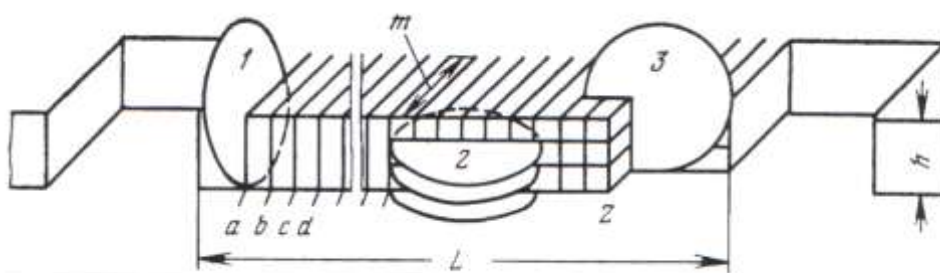


Рис. 5.4.1. Технологическая схема вырезки камня:

1, 2, 3 – порядок резки

Вырезанный камень укладывается на поддоны на рабочей площадке уступа для просушки, затем кранами грузится в транспортные средства и отправляется потребителям.

5.5. ТЕХНОЛОГИЯ И МЕХАНИЗАЦИЯ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ СТЕНОВЫХ БЛОКОВ И ОБЛИЦОВОЧНОГО КАМНЯ

На карьерах облицовочного камня добываются блоки из пород, отвечающих требованиям декоративности, прочности и монолитности (гранит, мрамор, габбро, кварциты и др.) для облицовочных изделий, архитектурно – строительных деталей и монументов. Верхняя часть месторождений этих камней имеет низкие прочностные свойства из-за процесса выветривания и не пригодна для получения блоков. Эта зона может быть различной глубины (6 м и более) и для сохранения целостности массива она рыхлится шпуровыми обычно порохowymi, т. е. фугасными зарядами. Технология вскрышных работ такая же, как и на других месторождениях полезных ископаемых.

Блоки получают выпиливанием из массива с помощью канатных, камнерезных, оборудованных алмазными сегментными кругами диаметром до 3 м, машин, ударно-врубковых машин (ченнелеров, оборудованных комплектом пневмодолотьев) или бурением почти вплотную друг к другу по контуру блока шпуров с последующим использованием гидроклиновых работ или небольших зарядов метательных ВВ, действующих как клин. Целостность блока достигается образованием врубов по границам блока. Размеры блоков составляют 8–12 м длиной, шириной 3–6 м и высотой 2–5 м. Выход блоков на месторождении редко превышает 35 % на месторождениях гранита, габбро, кварцитов и обычно порядка 12–18 % на месторождениях мрамора. Остальная горная масса представляет собой мелкие блоки бутовый камень и щебень. Поэтому погрузочно-транспортные средства выбирается с учетом погрузки крупных, средних и мелких блоков, бутового камня и щебня.

В качестве подъемных средств для крупных блоков используются краны различных типов (мостовые, стреловые и др.), а также домкраты, тали, полиспасты, лебедки и т. д. Блоки грузятся в специальные контейнеры для перевозки тягачами.

Вспомогательные работы по уборке бутового камня, щебня с рабочих площадок производятся универсальными экскаваторами-кранами и экскаваторами-бульдозерами, мощными гусеничными бульдозерами, погрузчиками.

6. ГИДРОМЕХАНИЗАЦИЯ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАЗРАБОТОК

6.1. РАЗРАБОТКА ПОРОД РАЗМЫВОМ

Размыв пород основан на использовании энергии движущейся воды. Этот способ используется на карьерах самостоятельно или в сочетании с экскаватором.

Сущность способа в следующем. Поток воды под давлением подается на забой и разрушает его. Отделенная от массива порода, смешиваясь с водой, образует гидросмесь (пульпу), которая транспортируется на отвал (порода) или на обезвоживающие и обогатительные устройства (полезной иско-

паемое). Транспорт пульпы может быть напорный и самотечный. Напорный транспорт осуществляется специальными устройствами и может применяться в любых условиях. Самотечный транспорт осуществляется в открытых канавах (лотках) и возможен только при наклонном рельефе поверхности.

Достоинства размыва: поточность процесса, небольшая масса и стоимость, простота оборудования, высокая производительность труда, небольшие объемы и сроки строительства, возможность попутного обогащения полезного ископаемого.

В зависимости от типа оборудования для разрушения забоя применяют две основные схемы размыва пород: разрушение забоя путем размыва напорной струей воды с помощью специального оборудования – *гидромониторов* и разрушение забоя путем всасывания под слоем воды в естественных или искусственных водоемах с помощью плавучих землесосных установок – *земснарядов*.

6.2. РАЗРАБОТКА ПОРОД ГИДРОМОНИТОРАМИ

Принципиальная схема гидромеханизации с применением гидромониторного размыва пород показана на рис. 6.2.1.

Сущность схемы в следующем. Вода из водохранилища насосами подается по водоводу в гидромонитор, который формирует струю с помощью насадки и подает ее в забой для подрезки и размыва породы. Образовавшаяся пульпа по наклонной канаве самотеком поступает в пульпосборник – зумпф, из которого она откачивается землесосами и транспортируется по пульповоду на гидроотвал. В гидроотвале частицы породы оседают, вода осветляется и через специальный водозабор – шандорный колодец по водоводу снова подается в водохранилище.

При благоприятном рельефе подача воды и транспортирование пульпы возможны самотеком. Рабочий напор у гидромонитора при самотечной подаче воды определяется

$$H_r = H_v - H_p - H_n, \text{ м вод. ст.},$$

где H_v , H_p – геодезическая отметка уровня воды в водохранилище и на рабочей площадке гидромонитора соответственно, м; H_n – сумма потерь напора в водоводе, м.

При гидромониторном размыве имеют место следующие производственные процессы: размыв пород, их транспортирование и укладка в гидроотвал. Трудноразмываемые породы подготавливаются к размыву механическим рыхлением (экскаваторами, бульдозерами, уступоподрезающими машинами) и гидравлически – насыщение пород массива водой.

Эффективность размыва зависит от характеристики струи, физико-механических свойств пород и технологии размыва. Для формирования струи используется гидромонитор, основным элементом которого является ствол, поворачивающийся в вертикальной и горизонтальной плоскостях. Гидромониторы выпускаются самоходные и несамоходные, с ручным и ди-

станционным управлением, высоконапорные и низконапорные. Сменные насадки различного диаметра позволяют менять напор и расход воды, скорость истечения струи.

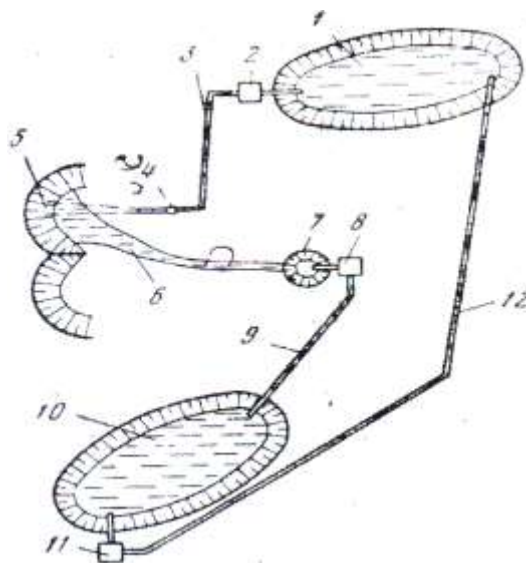


Рис. 6.2.1. Схема гидромониторного размыва:
 1 – водохранилище; 2 – насос; 3 – водовод; 4 – гидромонитор;
 5 – забой; 6 – наклонная канава; 7 – зумпф; 8 – землесос;
 9 – пульповод; 10 – гидроотвал; 11 – водозабор; 12 – водовод

Уступ начинают разрабатывать при минимальном расстоянии гидромонитора от забоя. В процессе разработки расстояние до забоя увеличивается, эффективность размыва падает и возникает необходимость в передвижке гидромонитора. Минимальное расстояние гидромонитора от забоя (L_{\min}) ограничивается правилами безопасности и должно составлять не менее $(0,8 \div 1)h_y$, где h_y – высота уступа.

Максимальное расстояние гидромонитора от забоя определяется эффективностью размыва и рассчитывается по формуле

$$L_{\max} = L_{\min} + c, \text{ м,}$$

где c – шаг передвижки гидромонитора, равный или кратный стандартной длине одной трубы водовода (12,5 или 25 м).

Рабочая площадка имеет уклон в сторону зумпфа для обеспечения стока пульпы. По мере размыва пород зумпф переносится, в результате чего на площадке образуется недомыв породы высотой 1,5–2 м и длиной до 100 м (рис. 6.2.2).

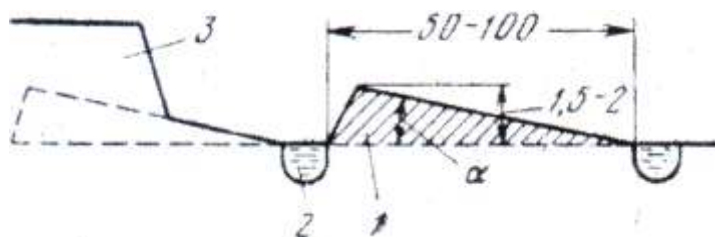


Рис. 6.2.2. Схема образования недомыва:
 1 – недомыв; 2 – зумпф; 3 – уступ

Ширина заходки гидромонитора составляет 20–25 м. Заходка разрабатывается обычно двумя гидромониторами (основным и резервным) попеременно: один передвигается, другой работает.

Процесс размыва складывается из следующих операций: врубовая подрезка уступа, обрушение и смыв обрушенной породы, уборка недомыва и чистка канавок. Высота подрезной щели вруба 0,2–0,6 м, а глубина 1,5–3 м. Для подрезки уступа с целью увеличения напора и скорости истечения струи используются быстросъемные насадки малого диаметра. Для размыва обрушенной породы требуется большой расход воды и насадки заменяются большим диаметром.

Процесс размыва осуществляется попутным (а), встречным (б) и встречно-попутным (в) забоями (рис. 6.2.3).

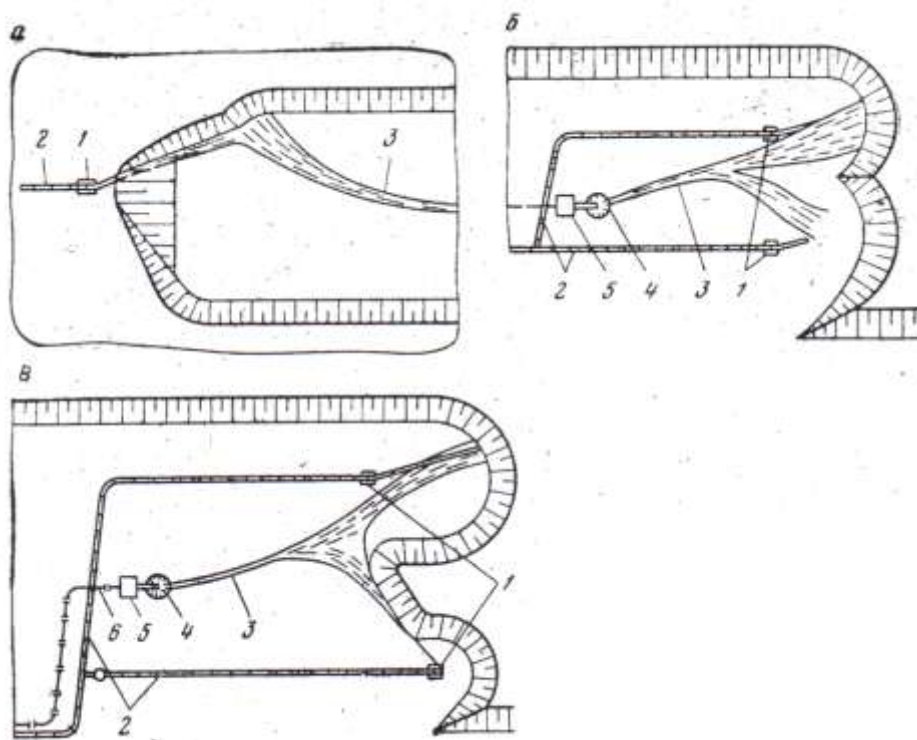


Рис. 6.2.3. Способы размыва пород:

1 – гидромонитор; 2 – водовод; 3 – поток пульпы; 4 – зумпф; 5 – землесос; 6 – пульповод

Расчет гидромониторов, гидротранспорта пород и гидроотвалообразования рассматривается в специальном курсе «Гидромеханизация открытых горных работ» на пятом курсе.

6.3. РАЗРАБОТКА ПОРОД ЗЕМСНАРЯДАМИ И ДРАГАМИ

Земснаряд представляет собой плавучую землесосную установку (рис. 6.3.1), предназначенную для подводной разработки пород и транспортировки пульпы.

Разработка пород осуществляется всасыванием за счет вакуума, который создается во всасывающей трубе. Интенсивность всасывания зависит от гранулометрического состава пород, формы и размера наконечника всасыва-

ющего устройства, расхода воды, величины вакуума и расстояния от накопителя до поверхности забоя. Разработка пород может осуществляться с предварительным рыхлением (механическим или гидравлическим). Перемещение земснаряда (папильонирование) осуществляется с помощью лебедок и канатов, которые закрепляются на берегу (якорный способ), с помощью свай, лебедок и канатов, также закрепленных на берегу (свайно-якорный способ), наконец, с помощью специальных движителей.

Для обводнения участка и создания фронта работ строится котлован для размещения земснаряда или разрезная траншея непосредственно от источника воды глубиной 2,5–3 м.

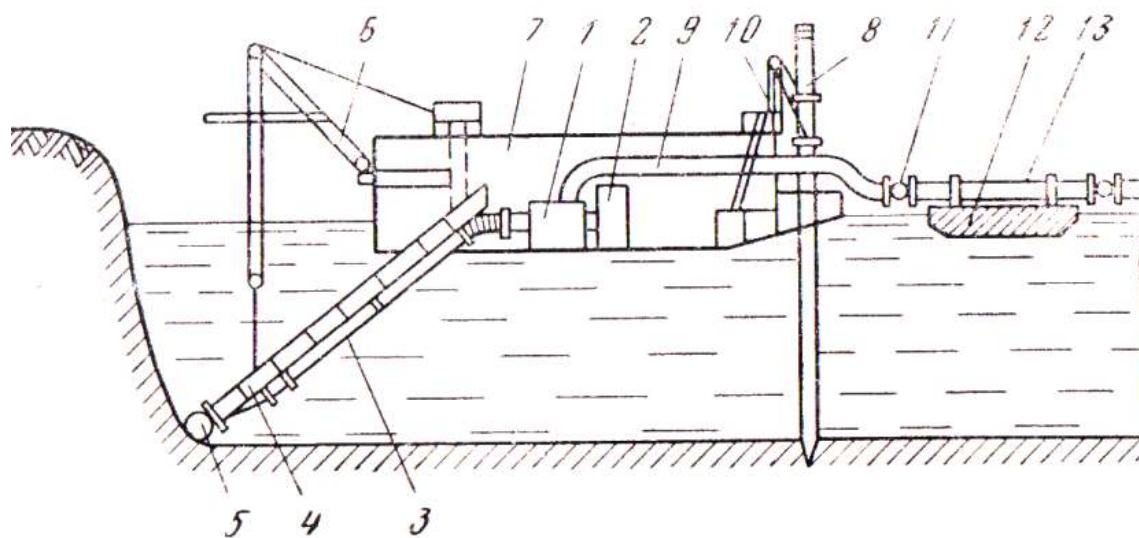


Рис. 6.3.1. Схема земснаряда:

- 1 – землесос; 2 – двигатель; 3 – всасывающая труба; 4 – рама рыхлителя и всасывающего устройства; 5 – фреза рыхлителя; 6 – стрела подъема рамы рыхлителя; 7 – корпус; 8 – папильонажные сваи; 9 – напорный пульповод; 10 – лебедка бокового перемещения земснаряда; 11 – шарнирное соединение; 12 – понтон; 13 – плавучий пульповод

Разработка россыпных месторождений производится драгами, которые представляют собой специализированные суда, оснащенные оборудованием для подводного и надводного черпания пород, обогащения полезного ископаемого и удаления хвостов (отходов обогащения) в отвал. Рабочий орган драг представляет собой, как правило, многоковшовую бесконечную цепь (рис. 6.3.2).

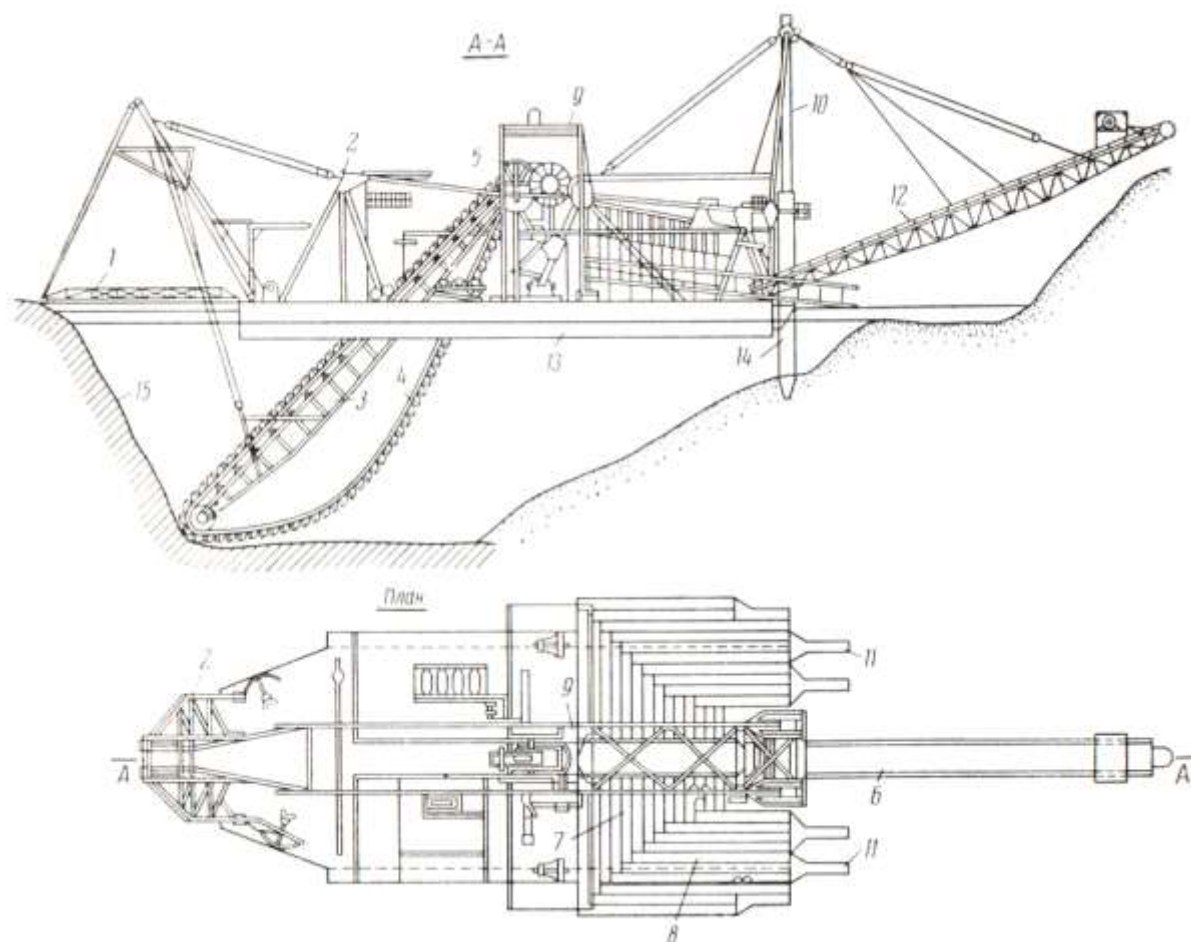


Рис. 6.3.2. Драга с многочерпаковой цепью:

- 1 – трап; 2 – передняя мачта; 3 – черпаковая рама; 4 – черпаковая цепь; 5 – привод цепи; 6 – золотопромывательная бочка; 7, 8 – золотоулавливающие шлюзы; 9 – кабина управления; 10 – задняя мачта; 11 – хвостовые шлюзы; 12 – галечный конвейер; 13 – понтон драги; 14 – опорная свая; 15 – забой

6.4. ДОБЫЧА ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ СО ДНА МОРЕЙ И ОКЕАНОВ

В настоящее время в границах континентального шельфа, глубина которого не превышает 200 м, разрабатываются различные месторождения полезных ископаемых (Австралия, США, Япония и др.).

Подводная добыча полезных ископаемых со дна морей и океанов имеет следующие преимущества:

- резко сокращается объем горно-капитальных работ;
- не требуется сооружение подъездных путей;
- практически отсутствуют вскрышные работы;
- отпадает необходимость в рекультивации и др.

К техническим средствам подводной добычи относятся самоходные и буксируемые земснаряды, драги, грейферы, всасывающие эжекторные (струей воды) и эрлифтные (подачей в подводную часть трубы сжатого воздуха и организацией за счет этого вертикального всасывающего потока воды) уста-

новки. Установки могут располагаться и на берегу на эстакадах вблизи акватории моря.

Самоходные плавающие установки имеют трюм и могут использоваться для доставки полезного ископаемого на берег.

В настоящее время из толщи воды Мирового океана и из его дна в промышленных масштабах добывают рутил, циркон, ильменит, касситерит, магнетит, титаномагнетит, золото, платину, танталониобаты, монацит, а также большое количество строительных материалов.

Первоочередными объектами изучения и эксплуатации являются пляжи и примыкающая к ним зона мелководий шельфа морей и океанов, где глубина не превышает 20–200 м.

В некоторых странах (Австралии, Греции, Ирландии, США, Великобритании и др.) подводные месторождения твердых полезных ископаемых эксплуатируются с помощью шахт (рис. 6.4.1). В шахтах, расположенных под морским дном используются обычные для подземного способа добычи методы производства горных работ.

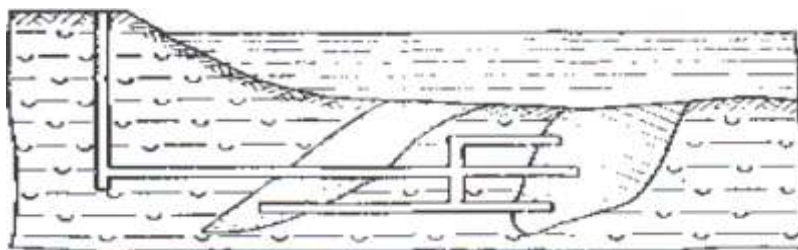


Рис. 6.4.1. Схема разработки подводных месторождений шахтой

Подводные месторождения твердых полезных ископаемых могут предварительно обуриваться и взрываться, после чего взорванная масса извлекается на поверхность с помощью плавающей драги (рис. 6.4.2).

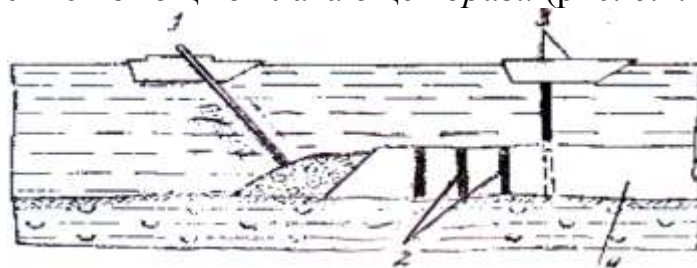


Рис. 6.4.2. Схема разработки разрыхленных взрывом залежей драгой:
1 – драга; 2 – заряженные скважины; 3 – буровое судно; 4 – полезное ископаемое

Подводные месторождения россыпного типа разрабатываются либо с помощью драг, либо с помощью гидравлических технических средств – эрлифтов, эжекторных устройств и землесосов.

Драги механически отделяют породу и транспортируют ее на поверхность ковшами различного типа (открытыми с помощью бесконечной ковшовой цепи, установленной на жесткой раме, или одиночными, закрывающимися – грейферами).

Грейферные и многоковшовые драги на глубинах соответственно до 70 и 50 м могут использоваться для выемки со дна моря пород средней плотности, а также взорванной горной массы и россыпей; на глубинах до 300 м могут использоваться драги типа драглайна.

Драга – плавучий горно-обогажительный комплекс для разработки обводнённых, преимущественно россыпных, месторождений полезных ископаемых (рис. 6.4.3).

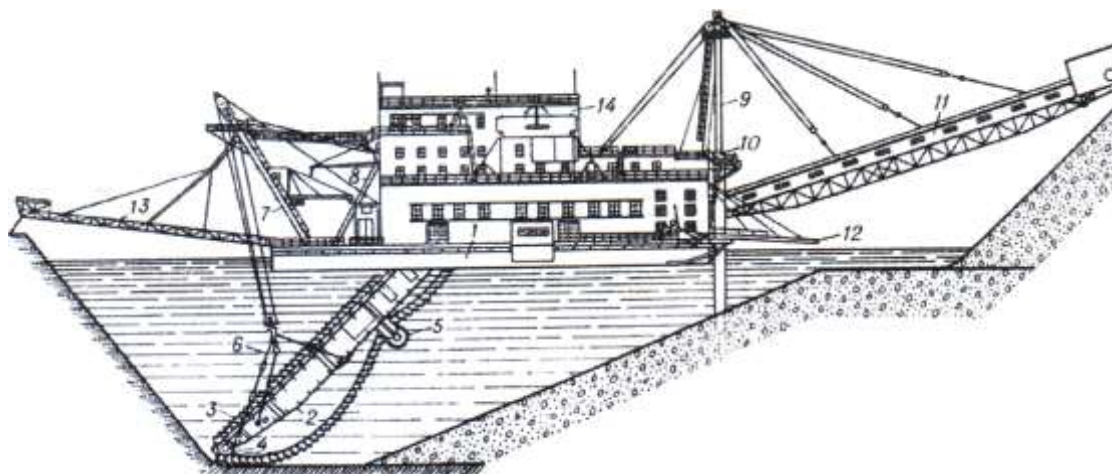


Рис. 6.4.3. Общий вид 380-литровой драги ОМ-431:

1 – понтон; 2 – черпаковая рама; 3 – черпаковая цепь; 4 – нижний черпаковый барабан; 5 – поддерживающий барабан; 6 – подвес черпаковой рамы; 7 – передняя мачта; 8 – главная ферма (суперструктура); 9 – задняя мачта; 10 – сваи; 11 – отвалообразователь (стакер); 12 – хвостовые колоды; 13 – береговой мостик; 14 – надстройка

Драга оснащена рабочим органом для добычи продуктивных пород из-под воды, промывочно-обогажительными агрегатами для их обогащения, извлечения ценных минералов и транспортно-отвальным оборудованием для укладки пустых пород (хвостов промывки) в отвал. Использование драги для добычи золота (одночерпаковой рычажно-ковшевого типа) впервые начато в 1863 г. в Новой Зеландии.

Современные драги подразделяются на два класса – континентальные и морские. Состоят они из плавающего судна, на котором размещены жёстко связанные с ним массивные фермы остова и надпалубная надстройка, а также передняя и задняя мачты, черпающее и маневровое устройство, обогажительное оборудование и др.

Континентальные драги предназначены для разработки материковых россыпей, обычно приуроченных к зоне распространения современных либо древних (погребённых) речных систем. Эти драги монтируются, как правило, на плоскодонном судне (понтоне).

Морские драги используются для разработки россыпных (рыхлых осадочных) месторождений, залегающих в прибрежной или глубинной зоне акваторий морей и крупных озёр. Они обычно монтируются на килевых (реже плоскодонных) самоходных либо буксируемых судах. В отличие от континентальных драг у морских отсутствуют отвалообразователь (стакер) и сваи.

Драги обоих классов оснащают стационарным промывочно-обогащительным оборудованием (наиболее распространённый вариант), смонтированным непосредственно на судне, или эксплуатируют их в комплексе с обособленной береговой либо плавающей обогащительной установкой.

Краткая техническая характеристика многочерпаковых драг, выпускаемых промышленностью России, приведена в табл. 6.4.1.

Таблица 6.4.1

Краткая техническая характеристика многочерпаковых драг

Показатели	Иркутский завод тяжёлого машиностроения				Пермский машиностроительный завод	
	80Д	150Д	250Д	600Д	ОМ-431	ОМ-417
Ёмкость черпака, л	80	150	250	600	380	400
Подводная глубина черпания, м	6	9	12	50	30	17
Средняя производительность, м ³ /ч	100	180	320	500	400	450
Установленная мощность электродвигателей, кВт	392	800	1082	7300	2110	2494
Габариты, м:						
длина	50,2	74,6	92,0	236,0	156,2	122,8
ширина	16,7	24,5	26,0	50,0	35,9	38,6
высота	17,0	21,6	25,7	53,7	39,0	35,0
Конструктивная масса, т	386	912	1373	10331	3252	2594
Водоизмещение в рабочем состоянии, т	410	990	1460	10854	3480	2865

Достоинствами эрлифтов (используется сжатый воздух), эжекторов (применяется напорная гидравлическая струя) и землесосов являются непрерывность и автоматизация процесса выемки, а также возможность разработки месторождений, располагающихся на больших глубинах (более 300 м).

Сущность эрлифтного способа добычи заключается в следующем. На дно моря опускается колонна из двух труб, из которых одна (меньшего диаметра), находится внутри трубы или рядом с трубой с большим диаметром. По внутренней трубе на дно подается сжатый воздух. В результате перемешивания донных осадков с водой и воздухом образуется пульпа, которая затем по межтрубному пространству вытесняется на поверхность и поступает в обогащительный цикл. Для улучшения извлечения россыпи их рыхлят специальными гидравлическими рыхлителями. В качестве гидравлического рыхлителя применяется шланг с насадкой, по которому в забой нагнетается вода под давлением до $1,5 \cdot 10^6$ Па.

Рациональная область применения драг различных типов (по максимальной глубине выемки продуктивных пород ниже уровня воды): для многочерпаковых роторных и жёсткорамных со сплошной и прерывистой цепью черпаков – 50 м; землесосных с механическим или гидравлическим разрыхлителем – 80 м; эрлифтных (пневмосасывающих) – 200 м; грейферных – 250 м; драглайновых и многочерпаковых канатно-цепных – 1500 м; эжекторных (гидросасывающих) и землесосных с многоступенчатым подъёмом погружными насосами – 4600 м (рис. 6.4.4).

В перспективе дальнейшее развитие и совершенствование подводной добычи полезных ископаемых со дна морей и океанов неизбежно, так как в границах континентального шельфа, площадь которого около 30 млн. км², сосредоточено огромное количество месторождений ценных полезных ископаемых.

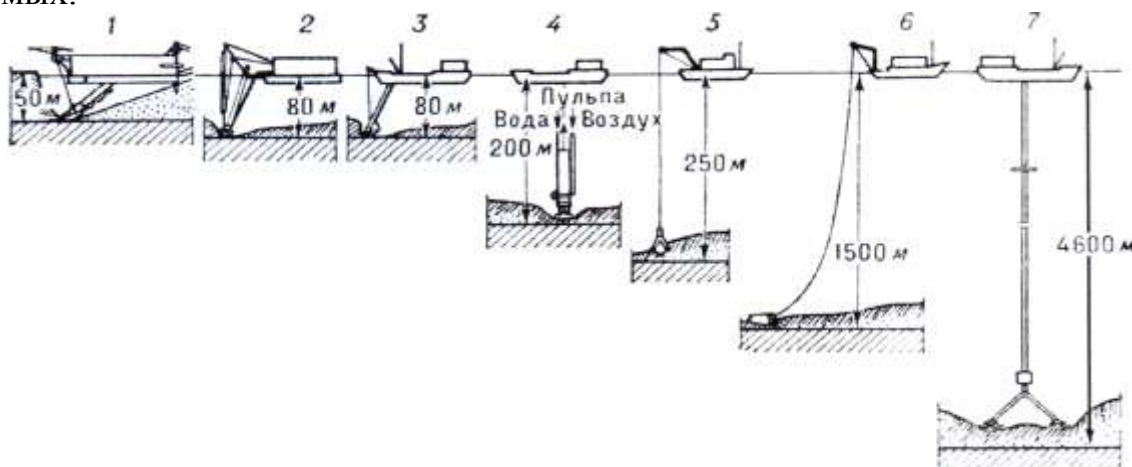


Рис. 6.4.4. Конструктивные типы драг, применяемых для разработки континентальных и морских россыпей различной глубины залегания: 1 – многочерпаковая (с прерывистой или сплошной цепью черпаков); 2 – землесосная с механическим разрыхлителем; 3 – землесосная с гидравлическим разрыхлителем; 4 – эрлифтная; 5 – грейферная; 6 – драглайновая; 7 – эжекторная и землесосная с погружными насосами и перекачными станциями

6.5. Скважинная добыча твердых полезных ископаемых

Скважинная гидродобыча (СГД) – метод добычи твердых полезных ископаемых, основанный на приведении полезного ископаемого на месте залегания в подвижное состояние путем гидромеханического воздействия и выдачи его в виде гидросмеси на поверхность.

Основными технологическими процессами при скважинной гидродобыче являются вскрытие месторождения с помощью скважин; гидравлическое разрушение (размыв) напорной струей воды (в осушенном или затопленном очистном пространстве); дезинтеграция и перевод в забое разрушенной массы в гидросмесь; транспортирование (самотечное или напорное) гидросмеси от забоя до пульпоприемной скважины (выработки); подъем гидросмеси на поверхность; обогащение, складирование хвостов обогащения; осветление оборотной воды и водоснабжение; управление горным давлением. Принципиальная технологическая схема предприятия скважинной гидродобычи приведена на рис. 6.5.1.

В соответствии с технологической схемой, приведенной на рис. 6.5.1, на предприятии выделяют три участка: *I* – участок скважинной гидродобычи; *II* – участок повторной отработки целиков выщелачиванием; *III* – участок обогащения. На участке повторной отработки целиков выщелачиванием используются те же скважины, что и на участке скважинной гидродобычи, но

одни из них являются скважинами подачи растворителя 1, а другие – скважинами откачки раствора для сорбции 2.

Предприятие СГД включает: полигон с разбуренными скважинами и уложенными трубопроводами для подачи сжатого воздуха, напорной воды и гидротранспорта пульпы 3 до склада; осветлительный бассейн, насосную и компрессорную станции, электроподстанцию и другие подсобные службы.

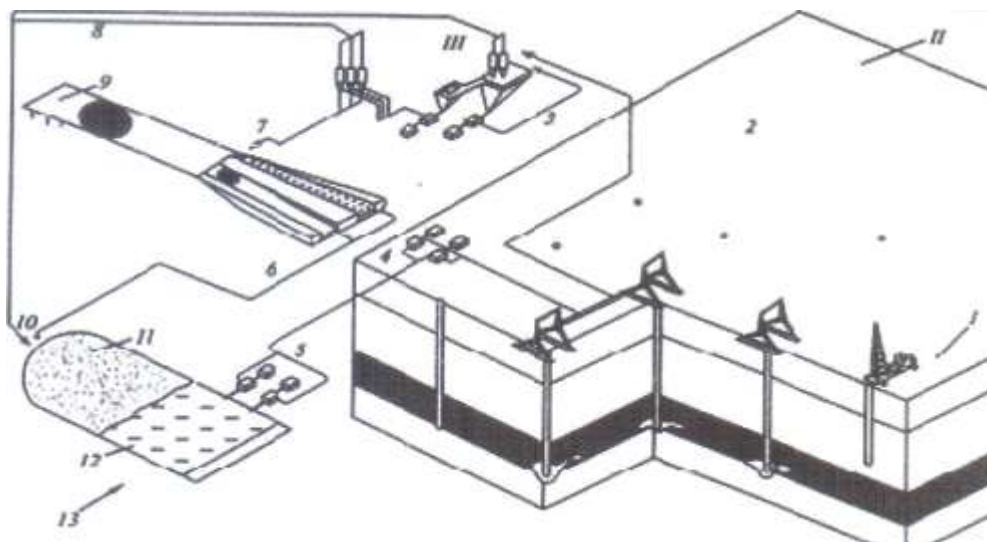


Рис. 6.5.1. Принципиальная технологическая схема предприятия скважинной гидродобычи

Вода в скважины подается по трубам с площадки насосной станции 4, куда подводится напорная вода 5. Разделение жидкого и твердого осуществляется на специальной площадке, в результате чего получается слив 6 и концентрат 7. При этом выдерется из грузопотока также шлам 8. Отгрузка концентрата осуществляется с погрузочной эстакады 9. Хвосты обогащения 10 поступают в хвостохранилище 11. Обратная вода осветляется в пруде-отстойнике 12, куда также подается и подпиточная вода 13.

Способ скважинной гидродобычи предложен советским инженером В. Г. Вишняковым в 1935 г. Он использовался при разработке фосфоритов и песков для стекольной промышленности в 60-х годах в Польше и рассыпного золота в 70-х годах в Канаде.

Основные работы по созданию промышленных образцов технических средств и технологических схем относятся к 70-м годам. С 1970 г. в США серийно выпускают установки скважинной гидродобычи, используемые для добычи мягких бокситовых руд, нефтеносных песчаников, урана.

Промышленная разработка месторождений ураноносных песчаников способом скважинной гидродобычи начата в США с конца 1979 г.

В СССР и России скважинный способ применяли при добыче фосфоритов, а также обводненных крупнозернистых песков, залегающих под слоем многолетней мерзлоты в районе нефтяных месторождений Тюменской области, для создания промышленных площадок буровых установок.

Обычно методом скважинной гидродобычи разрабатываются рыхлые, слабосцементированные руды.

Перспективными для этого метода являются все легко диспергируемые, пористые, рыхлые и слабосвязные залежи полезных ископаемых, к которым относятся: месторождения торфа, фосфорит и марганецсодержащие отложения, россыпные месторождения золота, олова, янтаря, алмазов, титана, осадочные месторождения редких и радиоактивных руд, мягкие бокситовые руды, битуминозные песчаники, угли, горючие сланцы и т. п.

Скважинная гидродобыча может применяться как самостоятельный способ геотехнологической разработки, так и в комбинации с последующим подземным выщелачиванием при разработке песчано-глинистых и глинистых отложений.

Способ СГД может использоваться как вспомогательный (подготавливающий) для повышения эффективности подземного выщелачивания в залежи полезного ископаемого с недостаточной естественной проницаемостью.

Скважинная гидродобыча может использоваться для разведки (опробования) осадочных и россыпных месторождений, залегающих в сложных горно-геологических условиях, так как позволяет повысить достоверность геолого-разведочных данных и поднимать на поверхность большие технологические пробы массой до 100 т и более.

Под технологией добычи полезных ископаемых методом СГД понимается совокупность производственных операций по разрушению и смыву руды, увязанная во времени и пространстве. Последовательность их выполнения составляет технологическую схему способа СГД.

Методы отработки добычной камеры могут отличаться по направлению действия струи гидромонитора и схеме доставки разрушенной руды к всасывающего устройства:

- встречным забоем – когда направление разрушающей струи не совпадает с направлением смывающей насадки;

- попутным забоем разрушают пласт руды и смывают ее к всасу пульпоподъемного механизма, а струи передних насадок встречным забоем разрабатывают пласт;

- комбинированным забоем – когда сперва две рядом расположенные камеры отрабатывают встречным или совмещенным забоем, а затем попутным забоем производится отработка междукамерных целиков и зачистка почвы камеры.

При встречном забое направление самотечного движения потока пульпы противоположно движению гидромониторной струи. Отработка встречным забоем эффективна при разработке мощных залежей полезных ископаемых, превышающих 3 м, любого залегания, а также маломощных пологих, наклонных, крутонаклонных и крутых залежей с углами наклона более 6–8°, когда уклон почвы забоя обеспечивает эффективное самотечное транспортирование отбитой горной массы к выданной скважине.

При попутном забое направление движения потока пульпы совпадает с направлением струи, и ее энергия используется не только для отбойки, но и для принудительной доставки отбитой массы полезного ископаемого к устройству, выдающему ее на поверхность. Это позволяет вести обработку тонких и весьма тонких (менее 1 м) пологозалегающих (уклон менее 6°) и горизонтальных залежей полезного ископаемого с минимумом потерь и разубоживания.

При боковом забое по контуру очистной камеры или в центре ее до начала очистной выемки ниже почвы рудной залежи проводятся транспортные щели с уклоном более 6° в сторону зумпфа выдающего устройства. Отбитая горная масса смывается струей гидромонитора в указанную щель, где обеспечиваются условия для эффективного самотечного гидротранспортирования.

Горные породы по характеру связей между их частицами делятся на две группы: с жесткими связями, без жестких связей.

Для диспергирования методом СГД наиболее предпочтительны породы без жестких связей, последние различают также на связные (глинистые, лёссовые) и рыхлые горные породы. Существует несколько методов разрушения этих пород:

- фильтрационным потоком, когда происходит вымывание отдельных составляющих массива;

- гидромониторной струей, когда происходит разрушение массива и вынос продуктов разрушения.

Наиболее эффективен второй метод разрушения. В результате воздействия струи на забой в нем образуется лунка в форме параболоида, размеры которого зависят от крепости породы и времени воздействия. После удаления разрушенных частиц из лунки в ней образуются трещины. Если удар наносится под углом к поверхности, происходит отделение частиц от массива.

Размеры камер определяются в основном устойчивостью пород кровли залежи. Так как обработка камеры ведется без присутствия людей в очистном забое, а средства контроля за состоянием кровли чрезвычайно сложны, размыв ведется непрерывно, вплоть до обрушения пород кровли. Время обработки камер невелико, отбойка ведется затопленной струей при подпоре пород кровли жидкостью за счет гидростатического давления, поэтому имеется возможность отрабатывать залежи с неустойчивыми вмещающими породами, разработка которых традиционным способом неэффективна.

Отработка залежи может вестись или одиночными камерами, или сплошным забоем в отступающем порядке с управляемой посадкой кровли. Возможно управление кровлей полной закладкой.

По состоянию очистного пространства в процессе разработки выделяют 3 технологические схемы скважинной гидродобычи:

- с отбойкой полезного ископаемого в осушенном очистном пространстве свободными струями;

- в затопленном очистном пространстве свободными затопленными струями;

- с использованием плавунных свойств полезного ископаемого и разрушением несвободными затопленными струями.

Схема скважинной гидродобычи с отбойкой полезного ископаемого в осушенном забое, применяемая при небольших притоках воды. Она позволяет разрабатывать горные породы значительной крепости, осуществлять эффективную доставку отбитой горной массы, легко управлять очистными работами и горным давлением.

Схема скважинной гидродобычи с отбойкой полезного ископаемого в затопленном забое позволяет вести отработку несвязных залежей полезных ископаемых на больших глубинах в условиях больших водопритоков, в частности под водоемами и на шельфе Мирового океана.

Схема скважинной гидродобычи с использованием плавунных свойств полезного ископаемого, а также превращение полезных ископаемых в псевдоплавунное (подвижное) состояние за счет управляемого разрушения естественной структуры массива в связных горных породах применяется при достаточной мощности залежи полезного ископаемого (более 3 м). Для доставки рудной массы в псевдоплавунном или плавунном состоянии к выданному устройству используется давление вышележащих пород.

Основной инструмент для разрушения полезного ископаемого – напорная вода. Обычно это гидромониторная струя воды. Интенсификация гидравлического разрушения достигается воздействием вибрации или взрыва, а также химического или микробиологического воздействия. Выдача полезного ископаемого на поверхность осуществляется эрлифтом, гидроэлеватором, погружными насосами или их комбинацией.

Технология СГД включает в себя следующее:

- проведение детальной разведки и планировки поверхности;
- вскрытие месторождения бурением добычных скважин диаметром 250–500 мм до подстилающих пород пласта;
- подготовительные работы по подаче воды, сжатого воздуха, электроэнергии;

- разрушение струей воды полезного ископаемого и выдача его на поверхность в виде гидросмеси;

- гидротранспортирование в приемные бункеры.

Системы разработки при СГД могут быть различными:

- с открытым пространством;
- с обрушением покрывающих пород;
- с закладкой выработанного пространства;
- комбинированные.

Выбор той или иной системы разработки зависит от конфетных условий залегания месторождения.

Эффективность СГД определяется количеством руды, добываемой из одной скважины. Комплекс оборудования для разработки месторождений

способом скважинной гидродобычи называется скважинным гидродобычным агрегатом. Он состоит из наземно-управляющей установки (НУУ) и скважинного гидродобычного снаряда (СГС). В качестве НУУ используются специальные самоходные и несамоходные устройства – манипуляторы с гидравлическим или электромеханическим приводом, осуществляющие по определенной программе (жесткой или адаптивной) операции в очистной выемке. К таким операциям относятся:

- перемещение скважинного гидродобычного снаряда с заданной скоростью в вертикальной плоскости в пределах мощности залежи, повороты СГС в пределах угла раскрытия камеры;
- перевод гидромонитора на обработку следующей очистной камеры.

Схема добычного снаряда скважинной гидродобычи приведена на рис. 6.5.2.

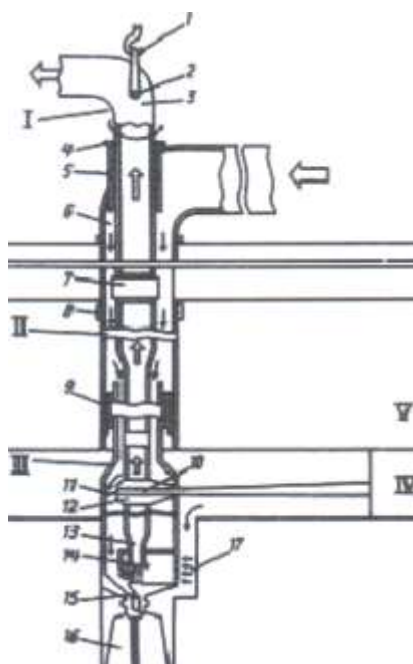


Рис. 6.5.2. Схема добычного снаряда скважинной добычи

Скважинный гидродобычный снаряд состоит из верхнего оголовка питателя I, набора секций става (водовода и пульповода) II, нижнего оголовка с гидромонитором и выданным устройством III. На рисунке римской цифрой IV показан пласт полезного ископаемого, а цифрой V – налегающие породы кровли.

Верхний оголовок СГС включает подъемное устройство 7, верхнюю изогнутую часть пульповода 2, поворотное устройство 3, грундбусу 4, верхний герметизирующий сальник 5, водовод, монтируемый из обсадных труб, 6. Отдельные секции става монтируются с помощью муфтового соединения пульповода 7 и водовода 8. В налегающих породах перед вскрытием залежи устанавливается пакер 9.

Отбойка полезного ископаемого осуществляется гидромонитором 10, режим работы которого управляется регулирующим клапаном 11. Для пропуска и снижения сопротивления движению пульпы в пульповоде устанавлива-

ется обтекатель гидромонитора 12. В состав нижнего оголовка также входит смесительная камера гидроэлеватора 13 с насадкой 14. Заканчивается СГС клапаном бурового устройства 15 и буровым долотом 16. Отбитая горная масса скапливается в зумпфовой части скважины 17.

При использовании технологической схемы СГД с осушенным очистным пространством применяются скважинные гидромониторы:

- встроенные, выполненные в виде цилиндрического патрубка и расположенные внутри СГС под углом 90° к его продольной оси;
- выводные, располагаемые шарнирно и занимающие при спусках и подъемах вертикальное положение в специальном углублении на внешней трубе СГС и выводящиеся в рабочее горизонтальное положение с помощью гидропривода или автоматически за счет силы реакции струи.

Выводной гидромонитор имеет вращающуюся головку с системой насадок, закрепленную на телескопическом стволе. Система насадок включает: центральную – врубную, не вращающуюся (20–40 мм), боковую отбойную (15–20 мм), направленную в сторону забоя под углом $20\text{--}50^\circ$ к оси ствола, и боковую транспортирующую (20–30 мм), направленную назад, в сторону выданного механизма, и наклоненную под углом $10\text{--}15^\circ$ к оси ствола. Существует большое количество механизмов управления выводом телескопического ствола в горизонтальное положение, в том числе с гибким всосом. Длина става в рабочем положении – 6–8 м, в собранном – 1,75 м. Перемещение разрушенной горной массы к всосу выдающего устройства происходит в потоке по почве камеры самотечным или напорным потоком. Установлено, что содержание глинистых частиц повышает устойчивость смеси. Для смещения образцов различной формы и крупности требуются различные скорости потока.

Наибольшее распространение при СГД получил эрлифтный подъем. Эрлифтный подъем имеет очень низкий КПД (10–30 %), но широко применяется для откачки пульпы. Его достоинства: простота, надежность, возможность свободного выноса абразивных частиц. Кроме эрлифтов для подъема полезного ископаемого могут быть использованы гидроэлеваторы, землесосы.

Для подъема рудной пульпы с глубины до 120–150 м используются высоконапорные гидроэлеваторы центрального, кольцевого или комбинированного типа, позволяющие осушать очистное пространство.

Для увеличения высоты подъема до 300 м разработаны комбинированные схемы подъема, в которых основным подъемным устройством является гидроэлеватор, вспомогательным – эрлифт.

При использовании технологической схемы СГД с затопленным пространством в связи с быстрым гашением энергии свободных затопленных струй применяются гидромониторы: шаговые реактивные, телескопические выдвижные и выводные, удлиняющиеся до 8–12 м по мере продвижения забоя. При этой технологической схеме подъем пульпы осуществляется эрлифтами.

При технологической схеме СГД с использованием плавучих свойств руды применяются короткоствольные встроенные невыдвижные гидромониторы или разрушение за счет создания различий гидравлического градиента в разных частях залежи полезного ископаемого.

Подъем рудной пульпы при этой технологической схеме осуществляется гидроэлеваторами, эрлифтами или путем создания на месте разработки избыточного гидростатического давления.

Став промежуточных секций СГД собирается из соосно-расположенных труб различного диаметра, за счет чего образуются полости для подачи воды, сжатого воздуха и подъема пульпы. Монтаж всех колонн става может вестись с буровой установки одновременно со спуском нижнего оголовка. Такой СГС может осуществлять бурение скважин с обратно всасывающей промывкой. Гидромонитор при этой конструкции имеет возможность практически неограниченного продольного перемещения относительно поверхности. Колонны става могут монтироваться отдельно. При этом наружная труба СГС используется в неустойчивых налегающих породах в качестве обсадной, а нижний оголовок с пакером, перекрывающим межтрубное пространство, опускается на забой вместе с внутренней трубой. Продольное перемещение гидромонитора при такой конструкции ограничено длиной хода секции нижнего оголовка в пакере, составляющей до 10 м. При необходимости нижний оголовок может быть извлечен из скважины без подъема наружной (обсадной) трубы. Верхний оголовок в зависимости от принятой конструкции става изготавливается в виде двухпроходного или однопроходного вертлюга.

Метод скважинной гидродобычи требует еще серьезных научно-технических и опытно-конструкторских проработок для повышения его надежности и расширения области применения.

На освоенных месторождениях его эффективность доказана промышленной эксплуатацией. В последние годы существенно возрос объем научно-исследовательских и опытно-конструкторских работ по распространению способа СГД на месторождения ископаемых углей со сложными горно-геологическими условиями залегания.

Бактериальное выщелачивание – избирательное извлечение химических элементов из многокомпонентных соединений посредством их растворения микроорганизмами в водной среде. Благодаря бактериальному выщелачиванию появляется возможность извлекать из руд, отходов производства и т. д. ценные компоненты (медь, уран и др.) или вредные примеси (например, мышьяк в рудах чёрных и цветных металлов). Впервые запатентовано в США (1958) применительно к извлечению меди и цинка.

Орошение руды в рудном теле осуществляется водными растворами H_2SO_4 , содержащими Fe^{3+} и бактерии. Раствор подаётся через скважины. В руде в присутствии O_2 и бактерий идут процессы окисления сульфидных минералов и медь переходит из нерастворимых соединений в растворимые. Раствор, содержащий медь, поступает на цементационную или другие установки

(сорбция, экстракция) для извлечения меди. Интенсификация выщелачивания достигается активизацией жизнедеятельности тионовых и других сульфидо-кисляющих бактерий, присутствующих в самой руде и адаптированных к конкретным условиям среды (тип руды, химический состав растворов, температура и т. д.). Для этого необходимы рН 1,5–2,5, высокий окислительно-восстановительный потенциал (E_h 600–750 мВ), благоприятный и стабильный химический состав растворов, что достигается путём их регенерации и режима аэрирования и увлажнения (орошения) руды. В отдельных случаях следует добавлять соли азота и фосфора, а также бактерии, выращенные на оборотных растворах в прудах-регенераторах. Число клеток бактерий в выщелачивающем растворе и руде должно быть не ниже 10^6 – 10^7 соответственно в 1 мл или 1 г. Себестоимость 1 т меди, полученной этим способом, в 1,5–2 раза ниже, чем при обычных гидрометаллургических или пирометаллургических способах.

Наиболее активными являются культуры бактерий, адаптированные к комплексу факторов (рН, тяжёлые металлы, тип концентрата и т. д.) в условиях активного процесса бактериального выщелачивания. Схема скважинного бактериального выщелачивания медной руды приведена на рис. 6.5.3.

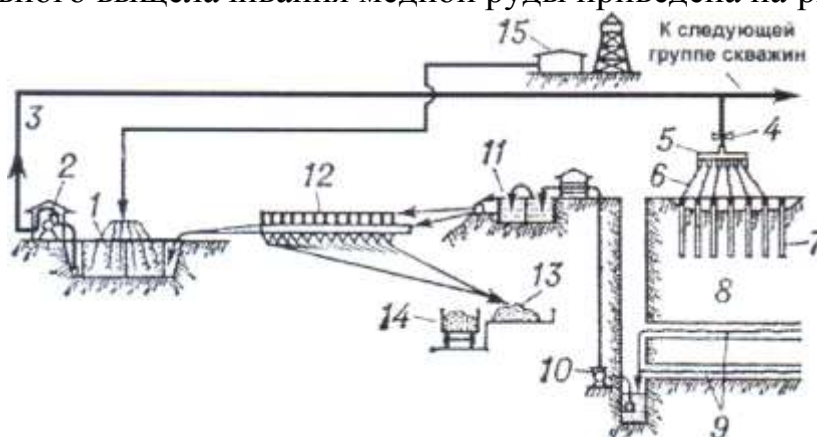


Рис. 6.5.3. Схема скважинного бактериального выщелачивания медной руды:

- 1 – прудок для выращивания и регенерации бактерий;
- 2 – насосная для перекачки бактериального раствора к руде;
- 3 – трубопровод;
- 4 – задвижка;
- 5 – коллектор;
- 6 – полиэтиленовый шланг;
- 7 – скважина для орошения рудного тела бактериальным раствором;
- 8 – орошаемый участок рудной залежи;
- 9 – горизонтальные горные выработки для сбора бактериального раствора, обогащенного медью;
- 10 – насос;
- 11 – отстойник для насыщенных медью растворов;
- 12 – цементационная ванна для получения порошкообразной меди;
- 13 – сушка цементной меди;
- 14 – транспортировка меди потребителям;
- 15 – компрессорная для обогащения бактериального раствора кислородом

Примеры бактериального выщелачивания: из коллективных медно-цинковых концентратов за 72–96 ч извлекаются в раствор до 90–92 % Zn и Cd при извлечении Cu и Fe соответственно около 25 % и 5 %; из свинцовых концентратов можно полностью извлечь Cu, Zn и Cd. В растворах достигаются концентрации металлов: Cu до 50 г/л, Zn до 100 г/л и т. д. В олово- и золотосодержащих мышьяковистых концентратах арсенопирит практически полностью разрушается за 120 ч, что позволяет в одних случаях очистить

концентраты от вредной примеси мышьяка, в других – при последующем цианировании извлечь до 90 % золота.

Простота аппаратуры для бактериального выщелачивания, возможность быстрого размножения бактерий, особенно при возвращении в процесс отработанных растворов, содержащих живые организмы, открывает возможность не только резко снизить себестоимость получения ценных полезных ископаемых, но и значительно увеличить сырьевые ресурсы за счёт использования бедных, забалансовых и потерянных (например, в целиках) руд в месторождениях, отвалов из отходов обогащения, пыли, шлаков и др.

В перспективе бактериальное выщелачивание открывает возможности создания полностью автоматизированных предприятий по получению металлов из забалансовых и потерянных руд непосредственно из недр Земли, минуя сложные горнообогатительные комплексы.

В промышленных масштабах бактериальное выщелачивание применяется для извлечения меди из забалансовых руд в России, США, Перу, Испании, Португалии, Мексике, Австралии, Югославии и других странах. В ряде стран (США, Канада, ЮАР) бактерии используются для выщелачивания урана.

7. ОСОБЕННОСТИ РАЗРАБОТКИ РОССЫПНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

7.1. Характеристика россыпных месторождений

Россыпные месторождения благородных металлов (золото и платина), редкоземельных и редкометалльных минералов (циркон и монацит), ценных кристаллов (алмазы и оптический кварц), оловянно-вольфрамовых минералов (касситерит, вольфрамит) и ряда других полезных ископаемых расположены в различных горногеологических условиях. Россыпные месторождения сложены в природе такими горными породами, как сланцы, алевролиты, аргиллиты, песчаники, конгломераты, известняки, кварц, граниты, габбро, базальты, туфы.

Для россыпных месторождений характерны породы, временное сопротивление сжатию которых изменяется от $(1-5) \cdot 10^6$ до $(3-3,5) \cdot 10^7$ Па, а коэффициент разрыхления от 1,1 до 1,5.

Технологические схемы выемки россыпных месторождений во многом определяются их размерами в плане и глубиной залегания.

В геологическом строении россыпей участвуют торф, пески и плотик (рис. 7.1.1).

Отложения *торфа* не содержат ценных минералов в промышленных количествах и состоят из илистых, песчано-глинистых или галечниковых пород. Их мощность в элювиальных россыпях незначительна – до 5–10 м. В аллювиальных россыпях мощность отложений торфа может достигать десятков и даже сотен метров.

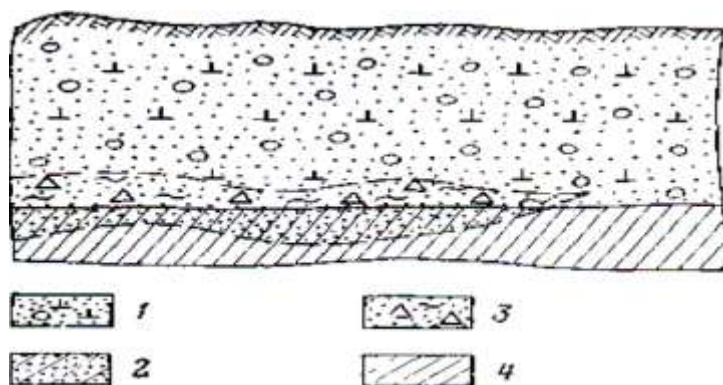


Рис. 7.1.1. Элементы строения россыпи:
1 – торф; 2 – плотик; 3 – пески; 4 – коренные породы

Пески содержат ценные минералы в промышленных количествах и состоят из глинисто-песчано-галечниковых пород, иногда с включениями щебня и валунов. Мощность песков изменяется от нескольких сантиметров до десятков метров. Пески не всегда четко отделяются от торфов.

Коренные породы, подстилающие россыпь и содержащие часть ценных минералов, называются *плотиком*. Ценные минералы проникают обычно в верхнюю часть плотика, которая и является объектом разработки. Проникновение ценных минералов в коренные породы связано с их трещиноватостью, наличием карстовых пустот и т. д., в результате чего происходит обеднение аллювиальной части россыпи. Верхняя часть плотика представлена, как правило, разрушенными породами, выемку которых можно осуществлять без предварительного рыхления. Нижняя часть плотика представлена плотными породами, выемка которых возможна только после предварительного (механического или взрывного) рыхления.

Условно принято *классифицировать россыпи*:

- по размерам в плане на очень узкие (< 20 м), узкие (20–50 м), средние (50–150 м), широкие (150–500 м) и очень широкие (> 500 м);

- по глубине залегания на мелкие (до 3 м), очень неглубокие (3–6 м), средней глубины (12–20 м), глубокие (20–50 м) и очень глубокие (> 50 м).

- по условиям образования различают россыпи:

а) элювиальные (залегают непосредственно над коренными источниками);

б) делювиальные (располагаются на склонах возвышенностей);

в) аллювиальные (русловые, косовые, долинные и террасовые – образуются в результате деятельности русловых водных потоков);

г) аллювиально-делювиальные (залегают в долинах логов);

д) дельтовые, озерные и лагунные (образуются в дельтах, озерах и лагунах в результате выноса материала водными потоками);

е) прибрежные (морские и озерные – образуются в результате деятельности прибоя и прибрежных течений и за счет выноса материала реками);

ж) ледниковые россыпи, образуемые сползающими с гор ледниками.

В зависимости от водного режима и температуры различают *три основных состояния отложений*: водные талики, безводные (сухие) талики, мерзлые отложения.

Талые породы (талики) по сравнению с мерзлыми и вследствие отсутствия цементации твердых частиц льдом обладают меньшей прочностью.

Мерзлые отложения характеризуются отрицательной или нулевой температурой пород, в которых хотя бы часть воды содержится в виде льда.

Для мерзлых пород при наличии в них вязких компонентов (льда и воды) характерны протекание реологических процессов (ползучести), обусловленных нарастанием деформации во времени при постоянной нагрузке, явление релаксации, т. е. расслабления во времени напряжений при фиксированной деформации, и снижение сопротивления нагрузкам (снижение прочности) при их длительном воздействии.

Температура, время воздействия нагрузки, влажность, концентрация растворенных солей, гранулометрический и петрографический составы, структура и текстура влияют на прочностные и деформационные свойства мерзлых горных пород.

7.2. Виды горных работ при разработке россыпных месторождений

Разработка россыпей открытым способом производится различными выемочными и выемочно-транспортирующими машинами (экскаваторами, скреперами, бульдозерами), а также драгами и средствами гидромеханизации. Возможно также сочетание перечисленных технических средств.

Открытым способом разрабатываются россыпные месторождения, находящиеся в талом и мерзлом состоянии и отличающиеся разнообразными горно-геологическими условиями. Талые россыпи разрабатываются на всю мощность выемочными и выемочно-транспортирующими машинами без предварительного рыхления. Россыпи в мерзлом состоянии представляют собой плотно сцементированный конгломерат и их выемка возможна только после взрывного или механического рыхления.

Комплекс работ по добыче россыпей состоит из подготовки карьерного поля к эксплуатации (снятие растительности, расчистка площади от пней, кустарника и валунов, оттаивание мерзлых пород, комплекс мероприятий по осушению месторождения, буровзрывное или механическое рыхление пород) и собственно горных – вскрышных, добычных работ и отвалообразования. К горноподготовительным работам при разработке россыпей относятся работы по проведению вскрывающих выработок и сооружений, перенос обогатительных устройств и насосных станций, строительство транспортных и энергетических коммуникаций.

К *основным производственным процессам* при разработке россыпей относятся: подготовка горных пород к выемке (оттаивание мерзлых пород, буровзрывное или механическое рыхление); выемка вскрышных пород и сопровождающие их отвальные работы; выемка песков, включающую очист-

ные и вспомогательные работы; транспортирование песков к обогатительному оборудованию и их промывку, укладка хвостов обогащения в отвалы.

При использовании на разработке россыпей землеройных и транспортных машин осушение месторождений чаще всего производится с помощью горизонтального дренажа – контурного или заградительного. Для этой цели в зависимости от гидрогеологических особенностей месторождения проводят различные каналы – руслоотводные, нагорные и разрезные.

Руслоотводные каналы, располагаемые за контурами месторождения (или участка месторождения), вместе с земляными дамбами отводят русла ручьев и рек с территории, где предстоят горные работы (рис. 7.2.1, а). Разрезные каналы проводятся непосредственно по месторождению для осушения и сброса вод из объекта разработок (рис. 7.2.1, а). Нагорные каналы препятствуют попаданию в карьер воды из массива пород, расположенного выше месторождения песков, а также из атмосферных осадков (рис. 7.6.2, б).

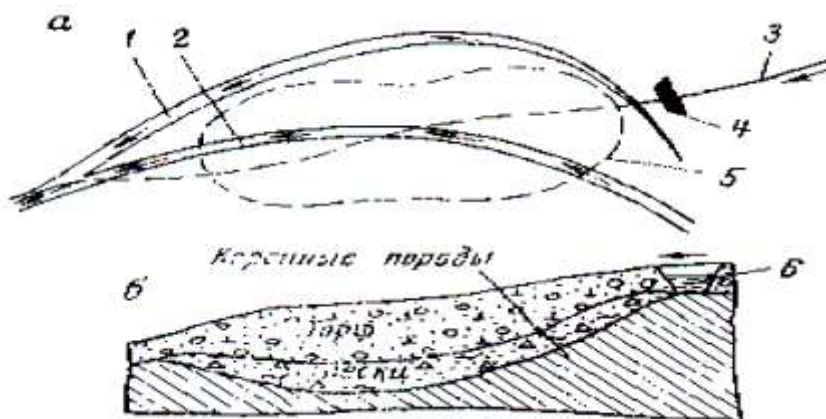


Рис. 7.2.1. Осушение россыпей с помощью горизонтального дренажа:

- 1 – руслоотводная канава; 2 – разрезная канава; 3 – ручей; 4 – дамба;
5 – контур месторождения; 6 – нагорная канава

7.3. Особенности производственных процессов

Оттаивание мерзлых пород может быть естественным или искусственным.

Естественное оттаивание происходит под действием солнечной радиации (инсоляции). Его интенсивность зависит от частоты снятия талого слоя. Снятие талого слоя бульдозерами или скреперами целесообразно производить не реже 1 раза в сутки. Эффективность работы выемочно-транспортирующих машин зависит от глубины оттаивания (площади срезаемой стружки) и от наличия валунов в оттаивающих рыхлых отложениях.

Глубина и скорость естественного оттаивания мерзлых пород зависят от температуры наружного воздуха, состава породы и ее влажности и при непрерывной очистке оттаявших пород может достигать 25–35 см в сутки. Способ естественного оттаивания характеризуется простотой и небольшими затратами.

В сильно льдонасыщенных породах, а также при необходимости создания запаса талых пород для работы осенью применяют естественное оттаивание с накоплением талого слоя. Интенсивность оттаивания в этом случае ниже, чем при систематическом снятии талого слоя. В зависимости от организации работ и технических возможностей удаление оттаявших пород производят один, два или три раза в сезон.

Основным методом *искусственного оттаивания* мерзлых горных пород является гидроигловой, используемый в основном для подготовки дражных полигонов. Применение гидроиглового оттаивания пород в комплексе с выемочными и выемочно-транспортирующими машинами позволяет интенсифицировать горные работы и увеличивает глубину открытой разработки многолетнемерзлых россыпей.

Суть гидроиглового оттаивания заключается в том, что в мерзлую породу по трубчатым иглам (стальным трубам) нагнетается речная вода. Иглы по мере оттаивания постепенно погружаются в мерзлую породу. Аналогично происходит оттаивание паром, когда по иглам в мерзлую породу под давлением $(2-5) \cdot 10^5$ Па подается насыщенный пар при температуре 102–110°.

Кроме того, при необходимости скоростной подготовки небольших участков россыпи искусственное оттаивание может осуществляться с помощью электрообогрева (поверхностного или глубинного), поверхностного пожара, горючих газов или сжигания термохимических патронов. Однако эти способы требуют больших затрат и их применение (например, для подготовки к выемке полигонов с высоким содержанием металла) должно обосновываться расчетами.

При поверхностном пожаре на мерзлой породе сжигается слой угля, дров, торфа или опилок в результате чего происходит оттаивание породы.

При оттаивании газом, последний поступает в карьер по трубам или доставляется в баллонах.

В последние годы для интенсификации оттайки мерзлых пород применяют прозрачные полимерные пленки, покровные битумные эмульсии, смолы, синтетические лаки, а также физико-химические методы с использованием солевых растворов. Для предотвращения повторного промерзания пород оттаявшую поверхность россыпи покрывают водой или утепляющими материалами (полистирольные щиты, пенные покрытия на основе водовоздушных и синтетических пенообразующих веществ).

Все более широко для разработки россыпей на карьерах применяется способ механического рыхления мерзлых отложений. Механическое рыхление применяется для разрушения мерзлой корки, образовавшейся над талыми породами в результате их промерзания сверху, интенсификации работ с целью увеличения талого слоя, а также для разрушения мерзлых жирных глин, коренных пород и рыхлых пород с включениями валунов.

Взрывное рыхление мерзлых пород производится мелкошпуровыми зарядами, располагаемыми в горизонтальных, наклонных и вертикальных шпурах (рис. 7.3.1).

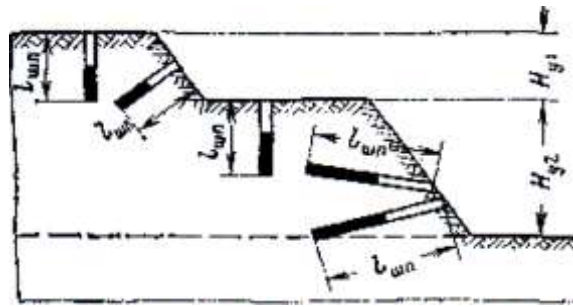


Рис. 7.3.1. Возможные схемы расположения шпуров:
 H_y – высота уступа; $L_{шп}$ – длина шпура

При горизонтальном расположении шпуров высота уступа не превышает 3–3,5 м. Кроме того, получило распространение рыхление вскрышных пород вертикальными шпурами и скважинными зарядами с диаметром скважин до 150 мм. В отдельных случаях вертикальные взрывные скважины применяются для рыхления песков, сложенных валунистыми рыхлыми отложениями или приуроченных к трещиноватым коренным породам.

Ведущими производственными процессами при разработке россыпей являются вскрышные и отвальные работы, так как на их долю приходится выемка и складирование самых больших объемов горных пород. Пустая порода (торф) может располагаться в выработанном пространстве или на бортах карьера недалеко от его контуров.

При вскрытии песков во избежание частичного их попадания вместе с торфами в отвал над пластом оставляют предохранительный слой пустой породы мощностью 0,2–0,4 м при скреперной или бульдозерной выемке и до 0,5 м и более – при экскаваторной выемке. Эта часть торфов может также содержать полезное ископаемое, в связи с чем они вместе с песками направляются на промывку.

Особенностью процесса выемки вскрышных пород является то, что основной объем работ выполняется в летний период (до 90 %). В зимнее время в 4–5 раз увеличиваются затраты на вскрышные работы.

Выемка песков (добычные работы) включает очистные и вспомогательные работы. Очистные работы включают выемку и доставку песков к транспортирующим устройствам, а вспомогательные работы заключаются в уборке валунов и зачистке плотика.

Добытые пески стремятся перемещать к обогательному (промывочному) комплексу по кратчайшему расстоянию. После обогащения (промывки) и извлечения полезного ископаемого пески (хвосты) транспортируются и укладываются в отвал.

По виду используемого выемочного оборудования различают скреперно-бульдозерный, экскаваторный и гидравлический *способы открытой разработки россыпей*.

Использование скреперов и бульдозеров на разработке россыпей обусловлено их простой и надежной конструкцией, удобством в управлении, высокой производительностью, небольшими капитальными вложениями и эксплуатационными затратами, малым удельным расходом электроэнергии,

простотой и гибкостью технологических схем вскрышных и добычных работ, возможностью послойной выемки пород по мере их оттаивания.

К недостаткам скреперно-бульдозерного способа разработки относятся: зависимость от климатических и метеорологических условий, снижение показателей работы при наличии в разрабатываемых породах валунов, необходимость доставки большого количества горючего, высокая трудоемкость работ и некоторые другие.

При экскаваторном способе разработки широко применяются для выемки и погрузки породы в транспортные средства или перемещения их в отвалы прямые и обратные мехлопаты, драглайны и ограниченно многоковшовые цепные и роторные экскаваторы.

При гидравлической разработке выемка и размыв песков в забое, их перемещение к промывочной установке и промывка, а также укладка хвостов в отвалы осуществляются потоком воды. Объединение отдельных видов работ в единый непрерывный технологический процесс, небольшой штат обслуживающего персонала, высокие технико-экономические показатели, простота и надежность работы оборудования являются существенными достоинствами гидравлического способа разработки. Кроме того, резко улучшается и упрощается процесс обогащения песков, так как последние поступают на промывку хорошо дезинтегрированными и размытыми. Однако для этого способа характерен большой расход электроэнергии, ограниченные условия применения (мягкие породы) и сезонность работ.

7.4. Системы разработки и вскрытие россыпных месторождений

На порядок производства горных работ в пределах месторождения (участка месторождения) в первую очередь влияют состояние пород и конфигурация месторождения или его участка.

Обычно крупные по площади месторождения разделяют на отдельные участки или полигоны, каждый из которых характеризуется постоянным положением обогатительного оборудования на весь период его разработки.

Талую (или мерзлую, но искусственно оттаянную или разрыхленную) россыпь можно разрабатывать сразу на всю мощность или выемочными слоями любой мощности. Мерзлую россыпь, оттаивающую под действием солнечной радиации, можно разрабатывать только тонкими (по глубине оттайки) горизонтальными слоями. Поэтому различают способы послойной выемки и выемки на всю глубину.

Отработка каждого полигона связана с необходимостью выбора оптимального местоположения обогатительного прибора. При этом обогатительный прибор стремятся расположить так, чтобы производительность выемочного оборудования обеспечивала его нормальную загрузку. Расчет комплекта выемочного оборудования производится по заданной производительности обогатительного прибора с учетом ширины, длины и конфигурации полигона и дальности транспортирования. Ширина полигона при выемке и транспор-

тировании торфов бульдозерами составляет 25–50 м, при выемке и транспортировании скреперами – 50–100 м.

Более широкие полигоны разделяют на продольные полосы шириной 50, 75 или 100 м. Торф, пески и хвосты обогащения укладывают в выработанное пространство.

Местоположение и порядок проведения подготовительных выработок, формирующих направление выемки добычных заходок и перемещение торфов и песков в отвалы, характеризуют систему разработки торфов и песков. В соответствии с классификацией акад. АН СССР В. В. Ржевского при разработке россыпей различают *сплошные продольные, поперечные, веерные и кольцевые системы разработки*.

Продольные системы разработки, характеризующиеся отработкой заходок вдоль длинной (продольной) оси россыпи, применяются на узких и средних по ширине (до 100 м) хорошо разведанных залежах.

Поперечные системы характеризуются отработкой заходок вдоль короткой (поперечной) оси на всю ширину залежи (полигона). Это создает устойчивое календарное распределение объемов вскрышных работ и улучшает условия транспортирования горной массы.

Веерная система разработки применяется при значительной глубине залегания и соответствующей конфигурации россыпи (полигона). При этом заходки отрабатываются по вееру с расположением поворотного пункта у границы полигона. Данная система рациональна при перемещении песков из карьера конвейерами.

Кольцевые системы разработки применяются при соответствующей форме залегания россыпи, а также в зависимости от того, где имеется минимальная мощность торфов (в центре или на флангах). Эти системы разработки характеризуются непостоянством длины фронта работ и интенсивности его развития.

При *послойной выемке* применяют системы разработки с проведением аккумулирующей (выездной) траншеи и без нее. Основной выемочной машиной является бульдозер или (значительно реже) – колесный скрепер.

В зависимости от вида выемочного или выемочно-транспортирующего оборудования, транспортных и других технических средств формируется система вскрывающих выработок, обеспечивающая связь рабочих горизонтов с поверхностью.

Основными вскрывающими выработками являются траншеи, полутраншеи, канавы и котлованы.

Траншеи обычно проходят при глубине вскрываемого слоя до 8–10 м, при большей его глубине на бортах карьера сооружают полутраншеи.

В котлованах устанавливается промывочное оборудование, а также устраиваются зумпфы для насосов.

Особенностью проведения траншей, полутраншей и котлованов в зимнее время в условиях многолетней мерзлоты является применение буро-

взрывных работ. Выемка разрушенных пород производится, как правило, бульдозерами.

Устройство котлованов возможно также с применением взрывов на выброс, что целесообразно при большой обводненности, отсутствии необходимого выемочного оборудования или недостатков времени.

Вскрывающие выработки стремятся располагать так, чтобы при этом обеспечивалась наиболее производительная работа вскрышного оборудования. Отвалы торфов чаще всего располагают на бортах карьера (внешние отвалы), редко – в выработанном пространстве (внутренние отвалы).

В практике разработки россыпных месторождений используются следующие способы вскрытия: общей траншеей (рис. 7.4.1, а), отдельными траншеями на каждый разрабатываемый горизонт (рис. 7.4.1, б) и котлованом (рис. 7.4.1, в).

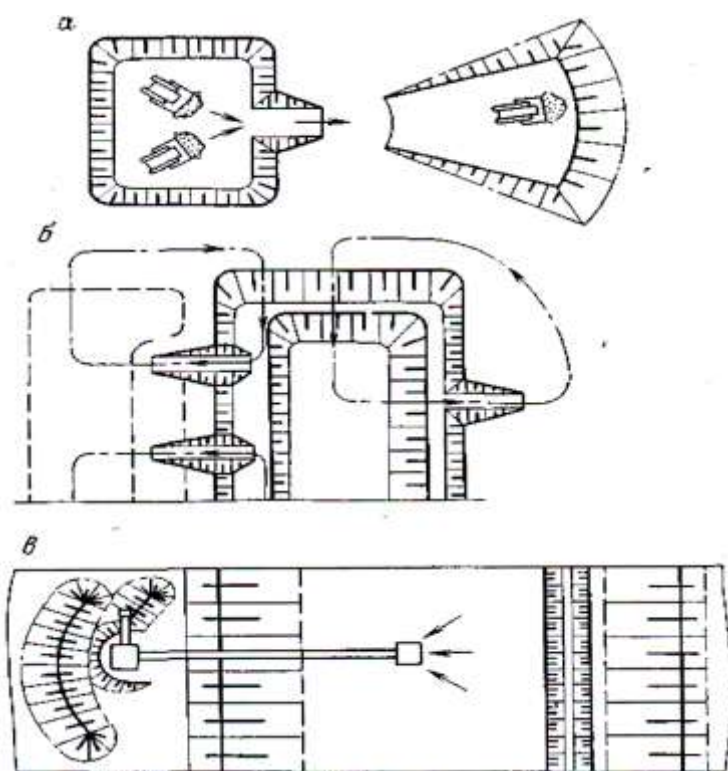


Рис. 6.6.4. Способы вскрытия россыпных месторождений

Общие траншеи или полутраншеи сооружаются как для всего карьерного поля, так и для отдельных его участков (полигонов).

Начало добычных работ стремятся приурочить к самой низкой отметке плотика с тем, чтобы обеспечить последующую выемку вскрышных пород и полезного ископаемого в сухих забоях.

Вскрытие канавами применяется при гидравлической разработке пород. Канавы глубиной до 5–6 м проводят гидромеханизированным способом, при большей глубине целесообразно применение экскаваторов. Уклон канав должен обеспечить самотечное гидротранспортирование песков.

В тех случаях, когда россыпь имеет сложное залегание с неровным плотиком и хвосты обогащения невозможно разместить в пойме или объем

работ по проведению канавы весьма значительной, применяется вскрытие котлованом. Котлован при большой его глубине сооружается драглайном, при небольшой глубине – бульдозером или с помощью гидромониторов и землесосной установки на участке, где плотик имеет наиболее низкие отметки. Размеры котлована должны обеспечить размещение бункера или землесосной установки (гидрозлеватора).

При проектировании предприятий по разработке россыпей особое внимание уделяют выбору наиболее экономичных вариантов вскрытия и отвалообразования.

7.5. Технологические схемы разработки

Разнообразие технологических схем разработки россыпных месторождений обусловлено различными горно-геологическими и климатическими условиями и техническими средствами, применяемыми при выемке горной массы и обогащении полезного ископаемого.

Для разработки россыпей широко используются рыхлители с тягачами, бульдозеры, самоходные и прицепные скреперы, драглайны и механические лопаты.

Рыхлители применяются на стадии подготовки горных пород при их послонной выемке. Они позволяют повысить производительность скреперов и бульдозеров.

Бульдозерная разработка пород широко распространена при выемке торфов и песков, где бульдозеры применяются в качестве основного оборудования, а также при горно-подготовительных, планировочных, строительных и вспомогательных работах. Бульдозеры могут разрабатывать талые породы слоями мощностью 5–15 см и мерзлые породы после их предварительного рыхления.

Скреперная разработка применяется при выемке мягких пород отсутствия в них валунов и содержания влаги не более 15–20 %. Плотные породы перед выемкой подвергаются рыхлению.

Дальность транспортирования пород скреперами с ковшем емкостью 15 м³ и более не превышает 1,5 км, преодолеваемый подъем составляет до 100 %.

Эффективная выемка глинистых пород достигается при глубине оттайки одного слоя не менее 15–20 см; галечниковых при глубине оттайки не менее 10–15 см.

Наибольшее распространение при бульдозерной выемке получила веревочная система разработки (рис. 7.5.1).

По всему борту полигона устраивается пологий выезд, который служит для двустороннего движения бульдозеров из карьера до отвала и обратно.

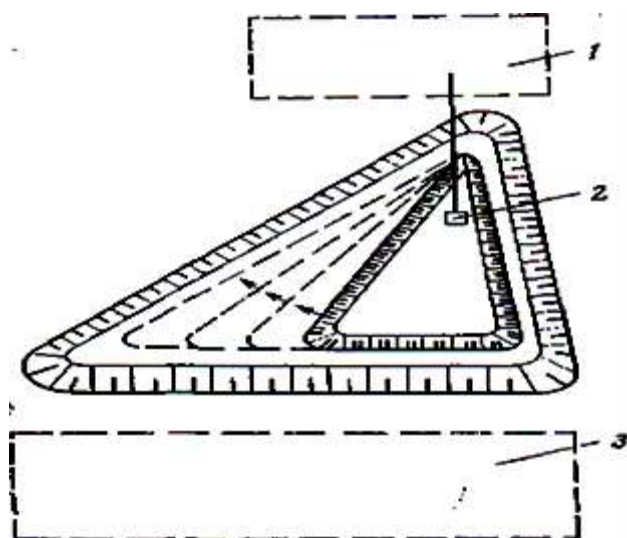


Рис. 7.5.1. Веерная система разработки:

1 – отвал хвостов; 2 – бункер обогатительной фабрики; 3 – отвал торфов и песков

Возможны два варианта выемки пород в пределах полигона: слоями постоянной мощности по всей площади полигона; траншеями глубиной до 0,7 м, проводимыми параллельно друг другу с оставлением между ними целиков шириной до 1 м. Таким образом, вначале проводят траншеи, а затем отработывают целики. Выемка пород траншеями целесообразна при отработке льдонасыщенных торфов, образующих при оттаивании жидкую массу.

Производительность бульдозеров зависит от экскавируемости пород и ширины вскрываемого полигона, а также от глубины разработки, дальности транспортирования, размеров отвала, метода отвалообразования и рельефа местности.

Различают схемы бульдозерного отвалообразования с наращиванием высоты отвала под постоянным углом (рис. 7.5.2, а) и с послойным отвалообразованием (рис. 7.5.2, б).

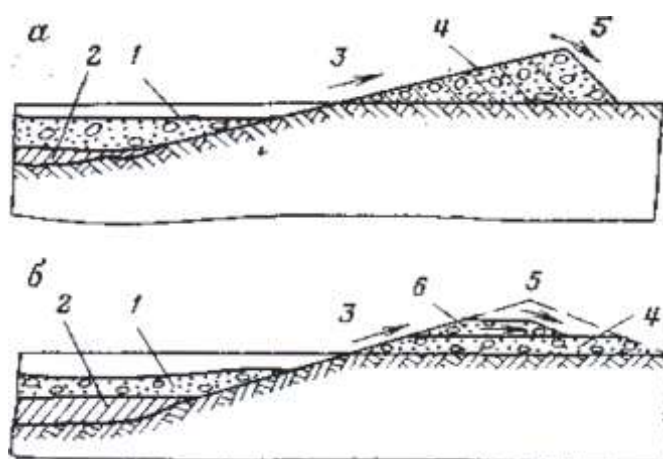


Рис. 7.5.2. Схемы бульдозерного отвалообразования:

1 – торф; 2 – россыпь; 3 – направление движения бульдозера с грузом; 4 – отвал; 5 – место разгрузки; 6 – направление отсыпки слоя

Более рационален послойный способ отвалообразования, так как он позволяет повысить производительность бульдозеров на 10–15 %. Высота отсыпаемого слоя составляет 0,8–1,2 м.

Иногда применяют схему комбинированного отвалообразования, при которой две трети объема торфов обрабатывают параллельными заходками с образованием отвала под прямым углом к оси полигона, а остальную часть торфов размещают на ранее образованном отвале под острым углом к оси полигона. При расположении россыпей в долинах ручьев и рек с большими уклонами и крутыми увалами транспортирование пород бульдозерами в отвал производится под острым углом в сторону уклона, что позволяет увеличить вместимость отвала.

Послойная выемка и выемка на всю мощность применяются при разработке предварительно разрыхленных пород. Наличие крупных кусков затрудняет послойную выемку, в связи с чем в таких условиях целесообразна уступная выемка. Уступы образуются путем проведения наклонной (подготовительной) и разрезной траншей глубиной от 1,5 до 5 м с применением буровзрывных работ.

Технологические схемы разработки россыпей скреперами многообразны и отличаются друг от друга в первую очередь схемой движения скреперов. Критерием для выбора оптимального варианта является минимальное расстояние транспортирования пород. Выезд из карьера груженных и спуск в карьер порожних скреперов может осуществляться по выположенному борту (рис. 7.5.3, а) или по специально пройденным траншеям (рис. 7.5.3, б) при кольцевом движении (схема а) или при движении по спирали или по восьмерке (схема б). При двустороннем отвалообразовании для схем а и б движение будет соответственно челночным и кольцевым. Выезд из карьера устраивается под углом, обеспечивающим нормальное движение груженого скрепера.

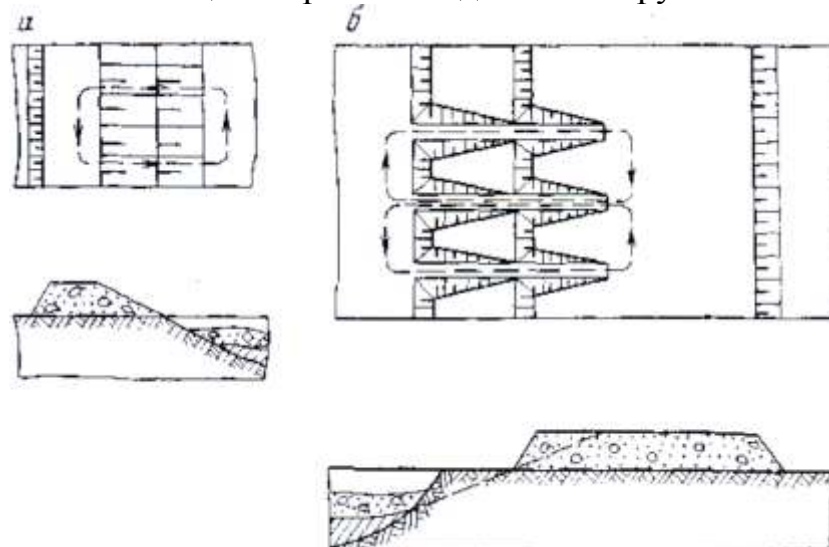


Рис. 7.5.3. Схемы движения скреперов

При разработке россыпных месторождений иногда применяется комбинированная схема; бульдозеры обрабатывают торф, а колесные скреперы – породы. Схема эффективна при расстоянии транспортирования бульдозера,

превышающем экономически целесообразное и может быть применена для отработки сухих и маловодных месторождений при глубине залегания пласта до 4–8 м. Мехлопаты и драглайны применяют при выемке торфа и песков сразу на всю их мощность, реже – с разделением на уступы. Мерзлые породы предварительно оттаивают или подвергают рыхлению.

Технологические схемы разработки с применением экскаваторов делятся на:

- экскаваторно-транспортную со стационарным обогатительным оборудованием;

- экскаваторную с перевалкой вскрышных пород и использованием транспорта на добычных работах;

- экскаваторную с перевалкой вскрышных пород и передвижным обогатительным оборудованием.

Схемы с применением экскаваторов и транспортных средств предусматривают опережающее по отношению к добычным производство вскрышных работ, что особенно важно при меняющейся мощности вскрышных пород и пласта полезного ископаемого. Опережение составляет 4–10 мес. Вскрытие отдельных горизонтов (обычно в работе находится от одного до четырех уступов) производится независимыми траншеями.

Экскаваторно-транспортные схемы целесообразно применять для отработки значительных по площади и времени эксплуатации полигонов при мощности торфов более 4 м.

При разработке россыпей применяют схемы с непосредственной и кратной перевалкой вскрышных пород драглайнами. Такие технологические схемы целесообразны для разработки всей оттаявшей толщи при использовании драглайнов с ковшем емкостью 2–4 м³ и длиной стрелы 20 м на полигонах шириной 10–30 м и с мощностью торфов более 3 м. При длине стрелы 45 м драглайны целесообразно применять на полигонах шириной 20–60 м и при мощности торфов свыше 5 м.

В зависимости от размеров россыпи и мощности торфов последние могут размещаться во внутренних или внешних отвалах с однократной или кратной перевалкой. При кратной перевалке торфов экскаваторы могут устанавливаться на промежуточном отвале, на отвальной стороне, на поверхности россыпи. Возможны также сочетания перечисленных способов разработки.

Выемка талых или оттаявших песков экскаваторами целесообразна при такой их мощности, которая обеспечит производительную работу экскаваторов. При этом используются легкие экскаваторы с автосамосвалами или ленточными конвейерами.

При разработке россыпей редких металлов (ильменитов, монацитов и т. д.) мощностью от 4 до 15 м экскаваторная выемка наиболее эффективна. В качестве выемочных машин могут применяться мехлопаты или драглайны с ковшами емкостью до 5 м³ в комплексе с автосамосвалами, транспортирующими песок до обогатительной установки, или без него с непосредственной разгрузкой песков около приемного бункера землесосной установки, смывом

их гидромонитором и последующим перемещением до обогатительной установки по пульповоду. В редких случаях при большой мощности песков для их отработки могут применяться роторные или цепные экскаваторы.

Бульдозеры, скреперы и экскаваторы в некоторых случаях используются комплексно. Наибольшее применение находит сочетание бульдозеров и драглайнов (рис. 7.5.4) на полигонах шириной более 50 м и мощностью вскрыши до 6 м (бульдозеры – для послойной выемки, драглайны – для отвалообразования). При зимней выемке торфов на широких полигонах драглайны могут использоваться для выемки пород, а бульдозеры – для отвалообразования.

Достоинством комплексных схем выемки и отвалообразования является то, что каждая из применяющихся машин используется в наиболее благоприятных условиях.

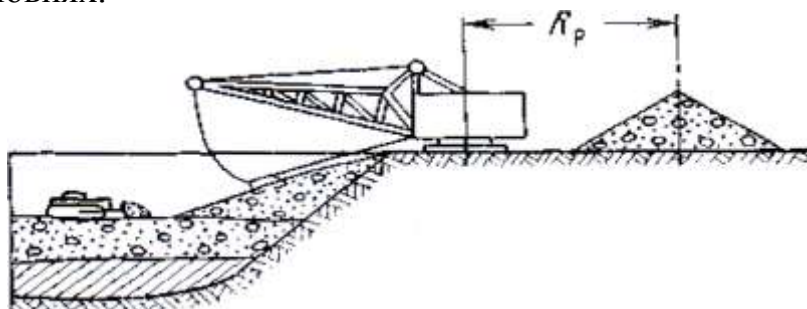


Рис. 7.5.4. Схема комплексной выемки торфов

В последнее время все более широко при разработке мерзлых россыпей применяется гидромеханизация. Например, бульдозер послойно обрабатывает торфа, перемещает их в приемный зумпф землесосной установки, откуда они по трубам перекачиваются в отвал. При благоприятном рельефе местности возможно применение самотечного транспорта.

8. РАЗРАБОТКА ГОРНЫХ ПОРОД КОМПЛЕКСАМИ ГЛУБОКОЙ РАЗРАБОТКИ ПЛАСТОВ

8.1. Теоретические предпосылки разработки

Открытый способ отработки запасов угольных месторождений является наиболее безопасным и эффективным среди традиционных видов угледобывающих технологий. Основным ограничивающим фактором этого способа является неизбежный рост себестоимости угледобычи по мере увеличения глубины разработки и, как следствие, увеличения текущего коэффициента вскрыши, при достижении граничного значения которого дальнейшая эксплуатация месторождения становится экономически нецелесообразной. Следует отметить, что наличие сохранившейся инженерной и транспортной инфраструктуры, определенных объемов неизвлеченных запасов угля (в бортах и в донных частях карьеров) создает определенные предпосылки для про-

должения эксплуатации месторождения. В такой ситуации имевшийся до последнего времени арсенал угледобывающих технологий не имел должной свободы выбора помимо классического подземного способа угледобычи. Предопределяющим фактором таковой ситуации являлось совмещение работы разреза и строительства шахты, что требовало большого объема проведения проектных работ по увязке основных пространственно-планировочных решений совместной отработки запасов месторождения.

Одним из технологических решений, устраняющих этот недостаток в переходный период, является технология угольных пластов с использованием комплексов их глубокой разработки (КГРП). Сдерживающим фактором для ее широкого внедрения являлось отсутствие надежной конструкции, обеспечивающей автоматическое поддержание заданных режимов навигации исполнительного органа комплекса в плоскости угольного пласта, что в последующем было технически реализовано на инновационном уровне.

Учеными и специалистами ИПКОН, ВНИМИ, ИГД им. А.А. Скочинского, ИФЗ РАН, Института угля и углехимии СО РАН, ИГД СО РАН, ВНИИгидроуголь, КузНИУИ, МГГУ, СПбГУ, КузГТУ, СибГИУ, Сибгипрошахт, Гипроуголь и многих других проектных, научно-исследовательских и вузовских организаций предложены методические обоснования параметров интегрированных технологий добычи угля.

Перспективным направлением является отработка запасов, находящихся в приконтурной зоне разреза подземным способом. Особое внимание следует обратить на пласты мощностью до двух метров, находящихся в бортах и дне карьера, разработка которых открытым способом нецелесообразна с экономической точки зрения, но эффективную отработку этих запасов возможно обеспечить подземным способом.

Отдельные элементы совместной отработки угольных запасов с использованием КГРП зафиксированы в планах развития и проектирования горных работ на Денисовском, Сейдинском, Караканском, Элегетском, Урегольском, Гусиноозерском месторождениях угля (разрезы Распадский, Глуховский, Караканский-Западный, Баин-Зурхе, Инаглинский, Кийзасский, Холбольджинский и др.). Имеется и зарубежный опыт открыто-подземного способа добычи угля. Так, в Австралии на угледобывающем предприятии «Улан» добыча угля осуществляется открытым, подземным и комбинированным способами. Совместная отработка запасов угля ведется и на шахте Rosahontas в США.

8.2. Технология разработки

Технология с применением комплекса глубокой разработки пластов (КГРП) обладает высокой степенью общей и экологической безопасности работ и обеспечивает конкурентную стоимость добываемого угля. К основным элементам системы разработки при отработке угольных пластов КГРП относятся параметры оставляемых целиков и параметры добычных выработок.

Ширина межкамерных целиков может приниматься на уровне до 1/3 вынимаемой мощности пласта. При этом необходимо учитывать следующее ограничение: минимальная ширина межкамерного целика (по опыту эксплуатации комплексов КГРП в США) должна составлять не менее 1,0 м.

Максимальная ширина межкамерного целика зависит от прочностных характеристик пород, глубины отработки пласта, его мощности и определяется из условия обеспечения устойчивости при отсутствии межблочных целиков.

Расстояние между блочными целиками определяется в зависимости от глубины разработки и выбранной ширины межкамерных целиков с учетом общего баланса сил разгрузки у камер и пригрузки на целики на основе угла давления.

В силу различных горно-геологических и горнотехнических условий применения технологии глубокого выбуривания в Кузбассе одним из наиболее неопределенных параметров является глубина выбуривания. Проектами, выполненными в последнее время, обычно глубина выбуривания принимается до 270–300 м, исходя из технических возможностей комплекса и конфигурации выемочного блока. Доля постоянных затрат в структуре себестоимости при использовании КГРП составляет 50 % и более, что вызывает увеличение себестоимости добычи угля на 1,5–2,5 % при снижении производительности труда на 1 %. В результате при снижении средней глубины выбуривания до 100 м затраты на добычу 1 т угля увеличиваются на 30–60 %, а при снижении глубины выбуривания до 50 м – в 1,8–2,2 раза (по данным НТЦ – НИИОГР).

Комплексная оценка основных параметров позволила получить следующую обобщенную информацию для применения КГРП. Для эффективного функционирования технологических структур требуется наличие высокотехнологичных горно-геологических условий эксплуатации:

- минимальная нарушенность запасов, выдержанная гипсометрия угольных пластов, из условий полной конвейеризации транспорта угол падения не должен превышать 32°;

- мощность разрабатываемых угольных пластов при выемке в один слой не должна превышать 6,0–7,0 м;

- использование импортного горнодобывающего оборудования с высокой производительностью, ресурсом, надежностью и значительной наработкой на отказ;

- безубыточная производственно-хозяйственная деятельность и минимальный уровень рентабельности технологических структур обеспечивается при нагрузке на очистной забой не менее 3500 т/сут., причем основными факторами, влияющими на величину этого параметра, являются мощность и угол падения угольного пласта, глубина ведения горных работ;

- рациональная длина выемочного столба (панели) находится в пределах 0,5–1,0 км; основными факторами, влияющими на величину этого параметра являются нагрузка на очистной забой, мощность и угол падения угольного пласта;

- рациональная глубина выбуривания пласта находится в пределах 200–300 м; основными факторами, влияющими на величину этого параметра, являются заданная нагрузка на забой, мощность и угол падения угольного пласта.

8.3. Комплексы оборудования прибортовой добычи

В 1977 г. началось создание комплексов прибортовой добычи угля нового технологического уровня, в развитие технологии шнекобуровой выемки.

Наиболее известным комплексом, представленным в то время, стал комплекс The Thin Seam Miner (разработчик тонких пластов РТП) голландской фирмы «Dieseko», появившийся в 1979 г. Комплекс был разработан группой инженеров из Южной Африки, Европы, США, изготовлен в Голландии судостроительным концерном «Dieseko» и отправлен для сборки в США (рис. 8.3.1).

Комплекс The Thin Seam Miner был разработан на основе концепции «бурение-извлечение». Комплекс состоял из следующих компонентов: основной рамы, базового каркаса системы, на котором был смонтирован энергетический модуль с дизельным приводом, кабины оператора, двух барабанов с кабелями для подачи электроэнергии к двигателям режущего модуля.

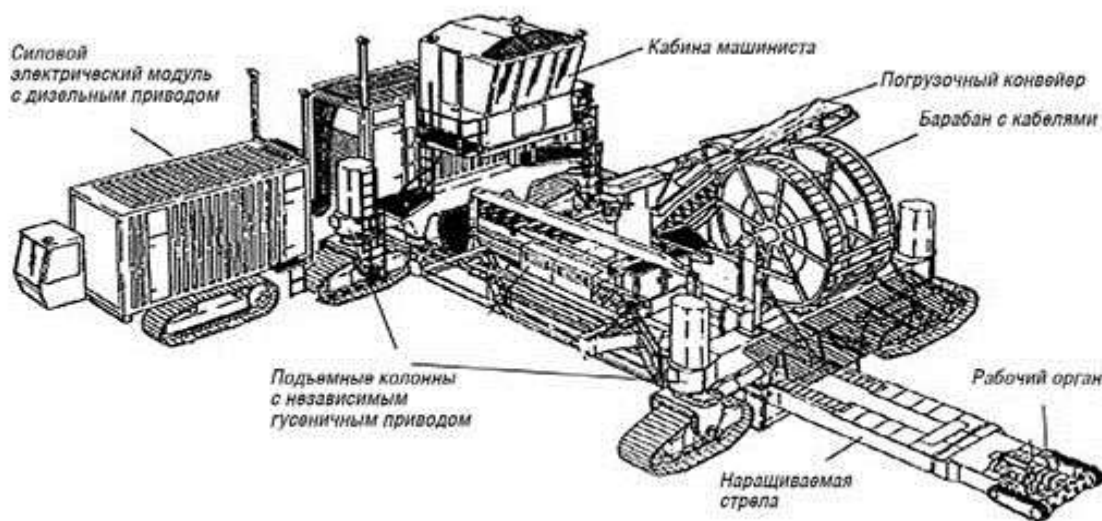


Рис. 8.3.1. Конструктивная схема комплекса The Thin Seam Miner компании «Dieseko»

На основной раме установлены: механизм балки-толкателя с двумя мощными гидроцилиндрами (длиной по 6,1 м каждый) для подачи режущего модуля на угольный забой и извлечения его в исходное положение, вращатель шнекового конвейера, загрузочный стол шнекового конвейера.

Шнековый конвейер состоял из коробчатых секций длиной по 6,1 м. Внутри короба каждой секции размещены два противоположно вращающихся шнека, транспортирующих уголь от режущего модуля к разгрузочному уз-

лу комплекса. У комплекса РТП отсутствовали подборщик отбитого угля, гамма-датчики для определения границы между пустой породой и углем.

Этот комплекс был предназначен для выемки маломощных пластов (до 1,4 м). Выработки получались прямоугольной формы шириной 2,9 м. Угольные перемычки (целики), оставляемые между смежными выработками, предназначались для поддержки кровли и могли составлять всего 0,8 м шириной. Расчетная глубина выработок составляла 75 м, уровень извлечения запасов достигал 66 %, что являлось значительным улучшением, по сравнению со шнекобуровыми машинами, уровень извлечения запасов которыми не достигал и 50 %. И хотя гамма-датчики в этой модели отсутствовали, опытные операторы вынимали уголь с 3–5 %-ным превышением зольности по отношению к материнской зольности, отрабатываемого пласта.

Компанией «Dieseko» было задекларировано, что производительность комплексов могла составлять 23 т/мин, или 50100 тыс. т/мес. Мощность отрабатываемых пластов от 0,94 до 4,1 м. На практике, неспособность комплекса извлекать уголь из глубины более 75 м вызывала недовольство собственников месторождений, которых не устраивал высокий уровень потерь запасов по глубине отработки.

После банкротства компании бизнес был реорганизован под именем Metec. Комплексы были электрифицированы, режущие модули фирмы «Jou» были модифицированы для работы в более мощных пластах, в том числе имеющих прослойки породы. Глубина отработки к середине 1980-х годов уже достигла 183 м.

Хотя компанией Metec были произведены значительные улучшения комплексов, компания обанкротилась в начале 1990-х годов. В 1994 г., новые владельцы выкупили права на технологию, оборудование и организовали компанию Super Highwall Miner (SHM). Опираясь на улучшения, сделанные Metec, новые владельцы создали более совершенную модель комплекса РТП (разработчик тонких пластов, рис. 8.3.2).

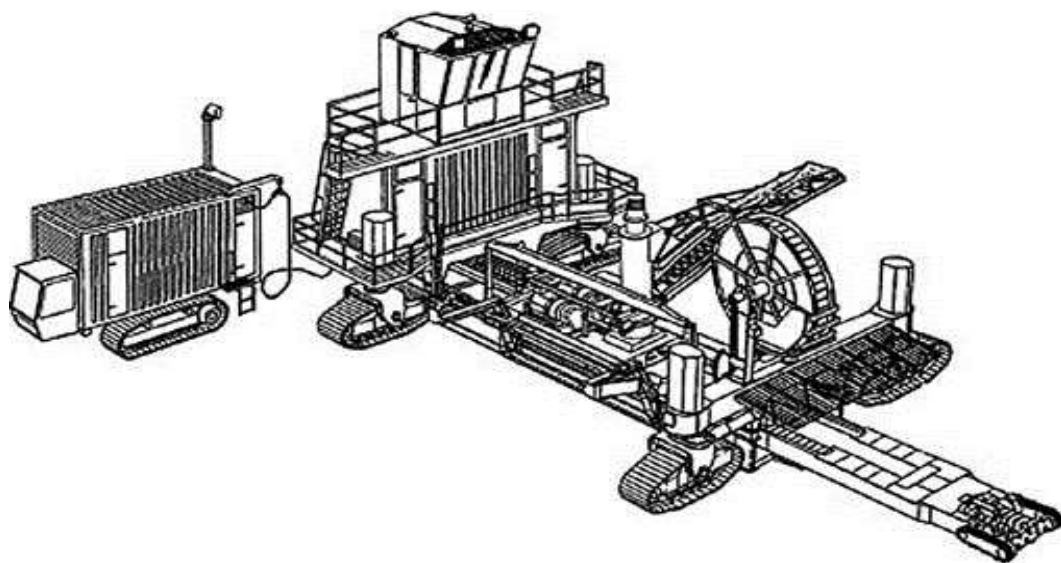


Рис. 8.3.2. Комплекса SHM, модель 1995 г., конструктивная схема

К 2000 г. производительность РТП уже составляла 90100 тыс. т в месяц (рекорд – 132 тыс. т), глубина выработок была увеличена до 305 м (рекорд по глубине составляет – 345 м).

Вертикальная шнековая колонна значительно снижала производительность комплекса. В последствии разгрузка через вертикальную, шнековую колонну была заменена на конвейерную разгрузку через хвостовую часть комплекса (рис. 8.3.3). Это позволило синхронизировать производительность разгрузочного модуля с подающими уголь из выработки шнеками ставов.

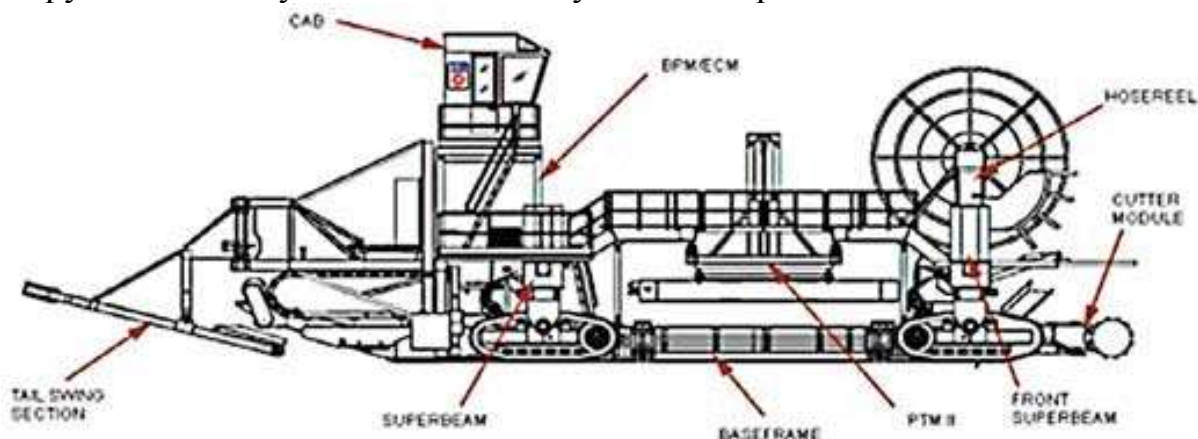


Рис. 8.3.3. Комплекс SHM, модель 2002 г., конструктивная схема

Также был сконструирован совершенно новый загрузочный механизм ставов (МПС) в виде гидравлического модуля со специальными захватами и загрузочного стола. Модернизация этих двух узлов позволила значительно увеличить производительность комплексов.

В зависимости от типа режущего модуля современные модели РТП позволяют обрабатывать угольные пласты мощностью от 1,1 м до 4,8 м с углами падения пласта по вертикали и горизонтали до 25°, а также пласты мощностью более 4,5 м с углами падения 50–90°. Режущий модуль комплекса врезается вглубь пласта на расстояние до 300 м. Крутопадающие пласты обрабатываются вдоль простирания. Работы осуществляются по выходу пласта с оставлением целиков. Объем извлекаемых запасов угля составляет до 75 %.

В 2007 г. компания SHM была приобретена компанией TEREX и далее стала функционировать под брендом TEREXSHM, а в 2009 г. компания TEREX-SHM была приобретена компанией BISIRUS и далее стала функционировать под брендом BISIRUS-SHM.

Типичными для США технологическими схемами, являются схемы, когда комплекс РТП извлекает уголь с обеих сторон из специально подготовленной разрезной траншеи либо непосредственно с борта разреза (рис. 8.3.4).

В 2011 г. компания BISIRUS-SHM была приобретена компанией CATERPILLAR и далее стала функционировать под брендом CAT-SHM и соответственно, в желтом фирменном цвете (рис. 8.3.5).

Таким образом, первоначальная конструкция комплекса The Thin Seam Miner претерпела серьезные изменения, постоянно модифицировалась и продолжает модифицироваться исходя из наработанного опыта.

На всех последних комплексах все внешнее освещение, включая прожекторы – светодиодное.

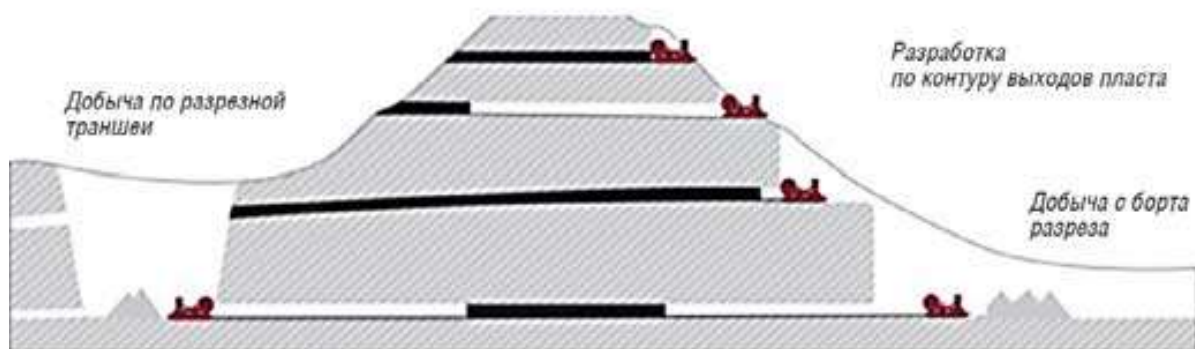


Рис. 8.3.4, а. Возможные схемы выемки угля в холмистой местности

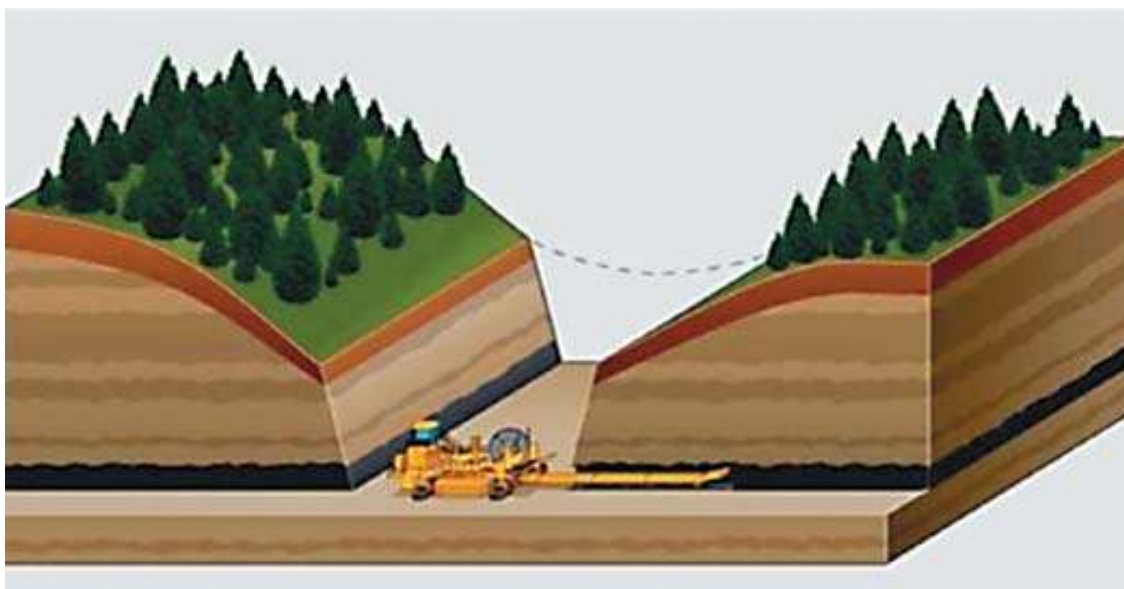


Рис. 8.3.4, б. Схема выемки угля из траншеи



Рис. 8.3.5. Комплекс САТ-SHM, модель 2011 г.

Новые дизельные генераторные установки собраны на основе дизельных двигателей CAT 3516. Комплексы CAT-SHM могут работать либо от дизель-генераторов, либо напрямую от электропитания 6,6 кВ, 50 Гц, 2250 кВА (рис. 8.3.6).



Рис. 8.3.6. Комплексы SHM-CAT в работе, модели 2011 г.

Интерес к данной технологии от клиентов из Южной Африки, Китая, России и Австралии теперь выше, чем когда-либо. После приобретения бизнеса компанией «Caterpillar», комплексы были модифицированы в соответствии с местными стандартами других стран.

Основное количество комплексов РТП эксплуатируются в США, в штатах Западная Вирджиния, Вирджиния, Кентукки, Индиана и Огайо, всего 78 комплексов. Самый производительный, комплекс № 73, в среднем добывает порядка 600 тыс. т в год, работая низкопрофильным рабочим модулем на горизонтальном пласте, мощностью 1,2 м при глубине отработки в 300 м.

Всего на конец 2014 г., было выпущено 85 комплексов, из них 84 комплекса изготавливались в городе Беркли, штат Западная Вирджиния, а начиная с № 85 комплексы стали производиться в городе Хьюстон, штат Пенсильвания на производственных мощностях компании Caterpillar.

Комплекс CAT-SHM № 85 изготовлен уже в городе Хьюстон, штат Пенсильвания, на производственных мощностях компании Caterpillar. Производство комплексов РТП было перенесено туда из города Беркли, штат Западная Вирджиния. На начало 2015 г. общий объем добычи угля с применением РТП в США составляет более 30,0 млн. т/год.

Сопоставительный анализ этих комплексов показал, что для условий российских угольных месторождений, в частности для Кузбасса, наиболее приемлемы комплексы SHM (Superior Highwall Miners, рис. 8.3.7, 8.3.8).



Рис. 8.3.7. Общий вид КГРП компании SUPERIOR HIGHWALL MINERS, LP



Рис. 8.3.8. Общий вид рабочей площадки при глубоком выбуривании пластов

8.4. Особенности технологии разработки

Название Highwall переводится как «высокая стена», что соответствует поверхности борта уступа большой высоты со стороны отработанной ранее части карьера. Извлечение угля при системе Highwall осуществляют с уступа

карьера с применением машин с одинарным шнеком, сдвоенными (парными) шнеками или машиной Continuous Highwall Miner (СНМ), снабженной режущей сплошной фрезой из цельнометаллического барабана, вооруженного зубьями.

Шнекобуровые машины могут применяться для пологопадающих пластов (или горизонтально залегающих) или могут быть переоборудованы для наклона до 20° (с помощью рукояти). Кабина машиниста приспособлена для 2 человек. Непосредственно из кабины можно управлять всеми операциями, включая добавление или удаление шнеков в процессе бурения или шнекобуровой выемки.

Глубокое выбуривание пластов позволяет комбинировать наземные и подземные разработки, что приводит к максимальному увеличению объемов и эффективности открытой добычи. Преимущества данного метода угледобычи включают:

- высокую годовую производительность (до 1,5 млн. т в год на один комплекс);
- высокий уровень извлечения угля из тонких и маломощных угольных пластов (60–75 %);
- низкий уровень засорений угля породой, обеспечивающий высокое качество добываемого угля;
- высокий уровень безопасности ведения работ;
- не высокие эксплуатационные затраты на тонну;
- быстрая окупаемость и надежность вложений.

Технология добычи угля комплексами КГРП, по существу, является разновидностью подземной камерно-столбовой системы разработки.

В отличие от традиционных подходов она требует предварительной подготовки фронта работ путем вскрытия пласта разрезной траншеей.

Фактически открытые горные работы обеспечивают доступ к угольным пластам исполнительного органа выемочной техники, осуществляющего подземную выемку угля. При этом пульт управления, силовые агрегаты, гидравлика и другие механизмы комплекса КГРП остаются на поверхности.

Открытым способом преимущественно добывают пласты мощностью от 2,0–2,5 метров и более на глубине в среднем до 200–250 метров. Добыча менее мощных пластов и ведение открытых работ на больших глубинах, за редким исключением, является экономически не целесообразным. Подземным способом добываются пласты мощностью до 4,0–4,5 метров, на глубине свыше 50 метров. Запасы угля, расположенные близко к поверхности но при высоком коэффициенте вскрыши, а также малой мощности, требующие селективной выемки и т. п. наиболее эффективно могут быть отработаны с использованием технологии глубокого выбуривания пластов. Области эффективного применения различных способов добычи угля приведены на рис. 8.4.1, 8.4.2.

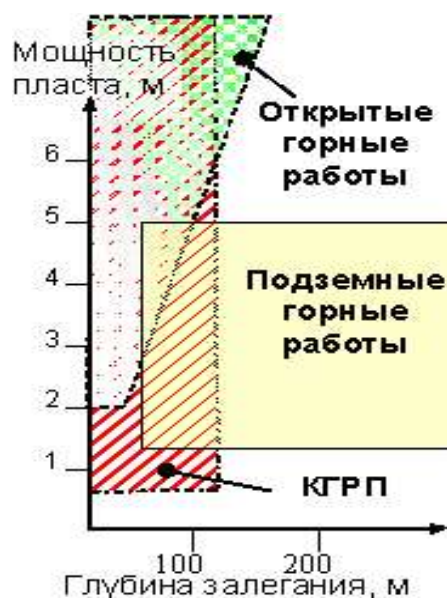


Рис. 8.4.1. Области эффективного применения различных способов добычи угля

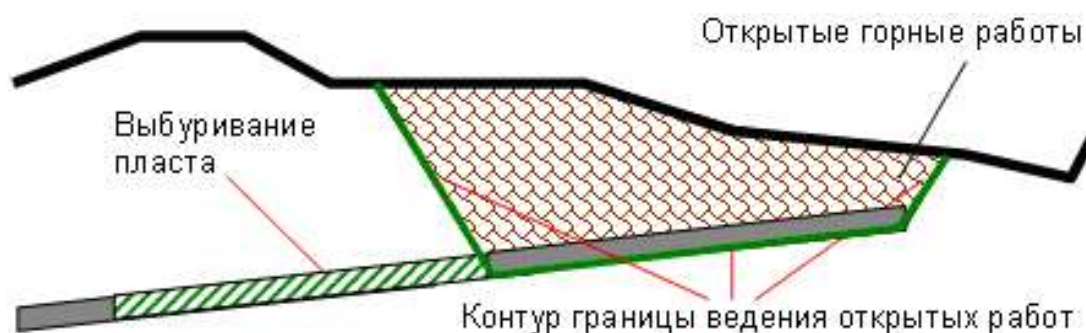


Рис. 8.4.2. Глубокое выбуривание пласта как дополнение к открытому способу добычи

В зависимости от модуля применяемой режущей головки комплекс КГРП позволяет обрабатывать угольные пласты мощностью от 1 до 6–7 м. Режущая головка комплекса врезается в пласт на глубину до 300 м.

При разработке пологих пластов (рис. 8.4.3, 8.4.4) рабочая площадка будет представлять собой горизонтальную или наклонную площадку, ориентированную по простиранию пласта (до 15–25°) и развернутую относительно его простирания в зависимости от угла падения.

При разработке наклонных и крутопадающих пластов (рис. 8.4.5) рабочая площадка представляет собой наклонную берму, расположенную вдоль простирания пласта, ориентированную по нормали к нему (например, при угле залегания пласта 75° поперечный уклон составляет 15°).



Рис. 8.4.3. Вскрытие и подготовка разрезной траншеи угольного пласта для КГРП (технология КГРП)

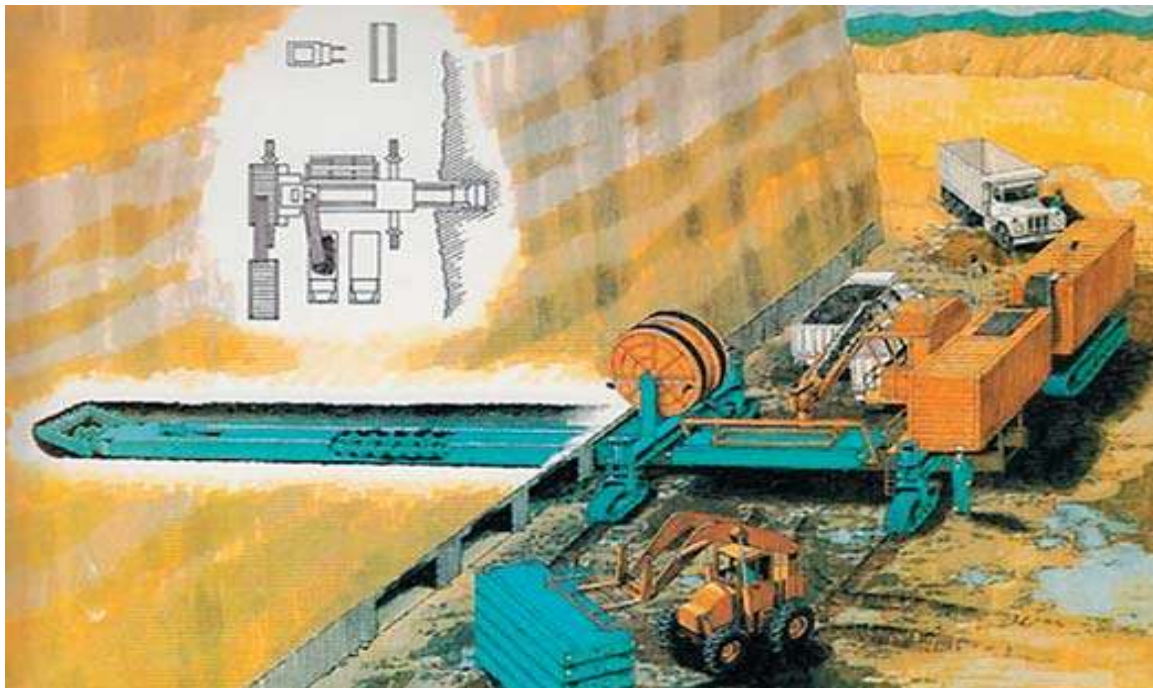


Рис. 8.4.4. Комплекс глубокой разработки пластов (технология Highwall)

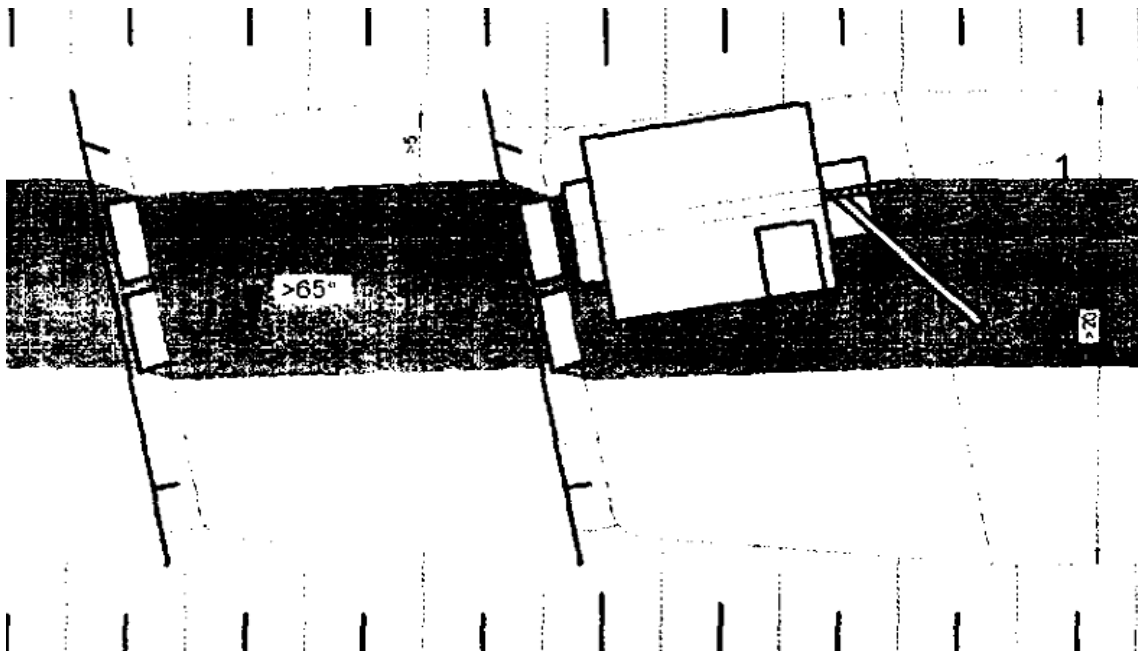


Рис. 8.4.5. Схема разработки КГРП на наклонных и крутых пластах

Отбойка угля осуществляется специально адаптированным электроприводным комбайном фирмы «JOY» модели 14СМ10 или 14СМ15 с диаметром режущего барабана 0,76–1,12 м и шириной по фронту 3,20–3,51 м, который подается в угольный пласт до максимальной глубины 300 м. Специальные радиоактивные датчики на режущем барабане автоматически и эффективно контролируют положение почвы и кровли угольного пласта.

Цикл резания электрического комбайна контролируется оператором комплекса и в основном состоит из операций по заглублению (вруб) режущего барабана (жесткой зубчатой фрезы) и скалыванию путем подъема и опускания стрелы комбайна в диапазоне мощности пласта. На протяжении цикла заглубления режущая головка комбайна постепенно внедряется в угольный пласт на длину секции, при этом происходит автоматическое отключение режущей головки, и цилиндры толкателя втягивают головку обратно к комбайну. В это время гидравлически управляемый механический «стол» автоматически вставляет коробчатую транспортно-толкающую секцию в центральной части комплекса между толкателем и комбайном. Внутри секции по всей её длине установлены два транспортирующих уголь шнека, которые при перемещении толкателя вперед соединяются со шнеками предыдущей секции.

По мере достижения максимально возможной глубины начинается обратный процесс – цепочка секций и сам комбайн вытягиваются из выработки. В результате проведения заходки образуется выработка четырехугольного сечения. Между каждой выработкой оставляются целики шириной 20–25 % от ширины заходки (0,6–0,7 м). Производительность комплекса достигает 150 тыс. т угля в месяц.

Таким образом, несмотря на некоторые потери угля в целиках между последовательными заходками, комплекс КГРП позволяет экономически эффективно и с высокой производительностью извлекать до 75–80 % угля с максимальным сохранением его природного качества.

Особенно большое значение имеет перспектива применения этой технологии для доработки запасов угля на разрезах, где горные работы прекращены в связи с ростом текущего коэффициента вскрыши и его приближением к граничному значению, а также для отработки в процессе эксплуатации маломощных угольных пластов. На разрезах Кузбасса к таким пластам можно отнести целую группу, чистые угольные пачки которых можно разрабатывать по технологии КГРП.

Область применения открытого способа угледобычи, как правило, ограничена минимальной мощностью разрабатываемых пластов 2–6,5 м и максимальной глубиной их залегания 200–250 м.

Угольные пласты, имеющие выход на поверхность и характеризующиеся высоким темпом роста коэффициента вскрыши по мере развития фронта горных работ, а также пласты малой мощности, требующие селективной выемки, наиболее эффективно могут быть отработаны с использованием технологии глубокой разработки пластов.

Технология глубокой разработки пластов может также применяться в сочетании с открытым способом добычи для доработки запасов угля, остающихся в бортах разреза после достижения ими граничного контура ведения открытых горных работ.

Как показывает практика применения КГРП на разрезах Кузбасса рост производительности КГРП на 1 % приводит к снижению себестоимости 1 т угля на 2–2,5 %. В результате при увеличении длины выработок на 100 м затраты на добычу 1 т угля снижаются на 30–35 %.

КГРП по существу являются развитием шнекобуровых машин, используемых на разрезах уже более 50 лет (например, разрезы «Красногорский», «Междуреченский» и др.) которые в настоящее время включают разные модели в зависимости от количества шнеков и могут разрабатывать угольные пласты мощностью от 0,2 до 2 м.

Выбор большинства соответствующих конфигураций для шнеков с малым диаметром зависит от свойств пласта, а также пород кровли и почвы. Где породы кровли слабые, лучше использовать машины с одним шнеком, а конструкции с двумя-тремя шнеками больше подходят к более крепким кровлям.

Машины созданы для более эффективного извлечения полезного ископаемого. Так, одношнековая машина, используемая угледобывающей компанией в Британии, бурит 20–22-дюймовые (508–558 мм) скважины, достигая извлечения ≈ 50 % запасов, которые иначе были бы потерями полезного ископаемого, неизвлекаемого из отдельных пластов при открытой разработке. Машина применяется при бурении скважин на глубину 92 м. Вес машины ≈ 22 т.

Одна из модификаций таких шнекобуровых машин включает лазерный кольцевой гироскоп, вмонтированный в режущую головку, отвечающую за механизм гидравлического управления со стороны задней части головки. Эта система имеет гамма-детектор, который уточняет размещение режущей головки в пласте, а также информацию, выводимую на монитор в кабину машиниста. Эффективное внедрение в пласт может быть достигнуто механически посредством применения подрезающих буровых коронок на задней части режущей головки, которые через противодействие силе тяги на режущий край помогают оптимально размещать её в пределах пласта.

Эффективность шнекобуровой выемки проявляется также в бурении ряда скважин под и над породным прослойком в пласте.

Анализ литературных источников показал, что применение шнекобуровых машин и КГРП наиболее эффективно для технологии, предложенной П. П. Меньшонком для открытой разработки пологопадающих и наклонных угольных месторождений. Им предложена комбинированная продольно – поперечная система разработки с перевалкой и транспортированием вскрыши как при цикличной, так и при поточной технологии. Производственная мощность карьера при этом может достигать 3.5-10 млн. т. в год в зависимости от угленасыщенности свит пластов. Месторождение предложено отрабатывать в две очереди (рис. 8.3.6): первоначально до определенных промежуточного и конечного контуров – части «А» и «В» карьерного поля – по продольной системе разработки с приконтурными постоянными и временными отвалами, а затем в конечных контурах – часть С – по поперечной системе при выделении подэтапов по длине карьера для наклонных или по диагональной системе для пологопадающих месторождений с внутренним отвалообразованием.



Рис. 8.4.6. Схема очередности отработки карьерного поля с выделением технологических частей

Граница между очередями разработки оптимизируется по критерию паритета текущих (годовых) затрат для направлений подвигания фронта горных работ вкрест простирания и по простиранию пластов. При данной технологии обеспечивается работа карьеров с возрастающее – усредненным коэффициентом вскрыши; сокращается дальность транспортирования в среднем в 2,5–3 раза [5]; увеличиваются объемы внутреннего отвалообразования в 1,5 раза и более; в целом обеспечивается наибольшее соответствие оборудования горно-геологическим условиям месторождения.

Эколого-экономическими преимуществами являются:

- уменьшение землеемкости разрезов в 1,6–1,8 раза [5];
- сокращение числа подвижных источников загрязнений в среднем в 2,5–3 раза;
- улучшение показателей недросбережения и отдельной выемки сложнопозалегающих углей;
- применение научно-обоснованных схем комплексной рекультивации территорий с восстановлением хозяйственных и рекреационных функций.

Открытые горные работы с применением комплекса КГРП, выполняемые на дневной поверхности, исключают необходимость проветривания очистных выработок, так как система предусматривает безлюдную технологию выемки угля, способствуют значительному снижению горного давления (глубина от поверхности 10–60 м), сокращению потерь угля (ширина барьерного целика в среднем 1–2 м).

Комплексы КГРП производства фирмы SHM являются полностью автономной, высокопроизводительной, безопасной и экономичной системой угледобычи, позволяющей осуществлять полностью механизированную безлюдную подземную разработку угольных пластов, исключая присутствие людей в очистном забое. Комплекс КГРП устанавливается на рабочей площадке, которая формируется в процессе извлечения вскрышных пород и угля по контуру блока, подготавливаемого к разработке с использованием данной системы (рис. 8.4.7).



Рис. 8.4.7. Технология отработки карьерного поля с применением КГРП

При подготовке к работе комплекс КГРП, передвигающийся на четырех гидравлически управляемых гусеничных тележках, устанавливается относительно линии забоя, вскрытого с помощью траншей или полутраншей, в диапазоне от -28° до $+28^\circ$ к нормали. Таким образом, одним из ключевых факторов целесообразности применения рассматриваемой технологии угледобычи является уровень потерь полезного ископаемого.

При применении способа выбуривания пластов объем потерь во многом определяется параметрами опорных целиков, зависящих, в свою очередь, от горно – геологических условий залегания пластов, а также от прочностных параметров угля и вмещающих пород. Варьируя параметрами целиков в пре-

делах установленных границ можно оптимизировать уровень потерь для обеспечения эффективного применения комплексов КГРП [6].

Комплексы КГРП отрабатывают забалансовые запасы угля, которые не могут быть извлечены из недр традиционными способами. Таким образом, само значение термина «потери полезного ископаемого» теряет свое значение, поскольку весь извлекаемый уголь приходится на ранее «потерянные» запасы, и любой объем его извлечения из недр представляет собой сокращение уже имеющихся потерь.

Граница между очередями разработки оптимизируется по критерию паритета текущих (годовых) затрат для направлений подвигания фронта горных работ в крест простирания и по простиранию пластов.

При данной технологии обеспечиваются следующие преимущества:

- работа карьеров с возрастающее – усредненным коэффициентом вскрыши;

- сокращается дальность транспортирования в среднем в 2,5–3 раза;

- увеличиваются объемы внутреннего отвалообразования в 1,5 раза и более;

- исключается необходимость проветривания очистных выработок;

- обеспечивается наибольшее соответствие оборудования горно-геологическим условиям месторождения.

Современные шнекобуровые машины и комплексы КГРП являются полностью автономной, высокопроизводительной, безопасной и экономичной системой угледобычи, позволяющей осуществлять полностью механизированную безлюдную подземную разработку угольных пластов, исключая присутствие людей в очистном забое.

Шнекобуровая машина или комплекс КГРП устанавливается на рабочей площадке, которая формируется в процессе извлечения вскрышных пород и угля по контуру блока, подготавливаемого к разработке с использованием этих машин.

При подготовке к работе машина, передвигающийся на четырех гидравлически управляемых гусеничных тележках, устанавливается относительно линии забоя, вскрытого с помощью траншей или полутраншей, в диапазоне от -28 до $+28^{\circ}$ к нормали пласта.

Таким образом, одним из ключевых факторов целесообразности применения рассматриваемой технологии угледобычи является уровень потерь полезного ископаемого. При применении способа выбуривания пластов объем потерь во многом определяется параметрами опорных целиков, зависящих, в свою очередь, от горно-геологических условий залегания пластов, а также от прочностных параметров угля и вмещающих пород. Варьируя параметрами целиков в пределах установленных границ можно оптимизировать уровень потерь с позиций обеспечения эффективного применения комплексов КГРП.

Комплексы КГРП отрабатывают, как правило, забалансовые запасы угля, которые не могут быть извлечены из недр традиционными способами.

Таким образом, само значение термина «потери полезного ископаемого» теряет свое значение, поскольку весь извлекаемый уголь приходится на ранее «потерянные» запасы, и любой объем его извлечения из недр представляет собой сокращение уже имеющихся потерь.

Относительно невысокие эксплуатационные затраты на тонну при глубоко выбурировании пластов предопределяются:

- отсутствием необходимости проведения подземных горно-подготовительных выработок и значительных объемов вскрышных работ (на действующих разрезах добыча может вестись с любого уступа достаточной ширины);

- достижением производительности персонала 500 т/чел. в месяц и более, что в 4–5 раз выше среднеотраслевых показателей, а тем более показателей при подземной добыче;

- быстрой окупаемостью и надежностью вложений за счет использования минимального комплекта надежного высокопроизводительного оборудования, не требующего значительных вложений в развитие инфраструктуры;

- отсутствием необходимостью строительства капитальных сооружений по вскрытию;

- минимальной потребностью в электроснабжении и организации ремонтно-складского хозяйства;

- небольшой численностью персонала и возможностью организации работы вахтовым методом.

Каждый комплект необходимого основного оборудования включает, например:

- комплекс глубокой разработки пластов (КГРП);

- погрузчик для монтажа-демонтажа секций;

- погрузчик (с емкостью ковша $E_k = 8-12 \text{ м}^3$) для погрузки угля, добытого КГРП;

- гидравлический экскаватор (обратная лопата), обеспечивающий подготовку площадки для КГРП;

- автосамосвалы грузоподъемностью не менее 40 т;

- бульдозер;

- автогрейдер;

- ремонтную мастерскую на базе автомашины.

При целесообразности или необходимости параллельного ведения открытых горных работ номенклатура оборудования может быть расширена в части использования буровых станков, экскаваторов с ковшом до 20 м^3 , автосамосвалов грузоподъемностью до 200 т.

Высокая коммерческая эффективность способа глубокой отработки пластов с применением КГРП может быть достигнута на месторождениях как коксующихся, так и энергетических углей особенно при поверхностной отработке шахтных полей и доработке разрезов в граничных контурах. Годовая производительность персонала – 12–18 тыс. т/чел. Окупаемость таких проектов составляет в среднем 2,5 года при внутренней норме доходности 35–40 %.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Ржевский В. В. Технология и комплексная механизация открытых горных работ. – М. : Недра, 2015. – 630 с.
2. Ржевский В. В. Открытые горные работы. Ч. 1. Производственные процессы. – М. : Недра, 1985. – 510 с.
3. Ржевский В. В. Открытые горные работы. Ч. 2. Технология и комплексная механизация. – М. : Недра, 1985. – 550 с.
4. Анистратов Ю. И. Справочник по открытым горным работам / Ю. И. Анистратов, К. Ю. Анистратов, М. И. Щадов. – М. : НТЦ «Горное дело», 2010. – 780 с.
5. Анистратов Ю. И. Технология открытых горных работ. – М. : Недра, 1995. – 284 с.
6. Анистратов Ю. И. Технологические процессы открытых горных работ: учеб. для вузов по направлению «Горное дело» специальности «Открытые горные работы». – М. : Недра, 1995. – 225 с.
7. Арсентьев А. И. Вскрытие и системы разработки карьерных полей. – М. : Недра, 1981. – 278 с.
8. Трубецкой К. Н. Справочник по открытым горным работам / К. Н. Трубецкой, М. Г. Потапов и др. – М. : Горное бюро, 1994. – 590 с.
9. Единые правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом / Госгортехнадзор России. – М. : НПО ОБТ, 1992. – 109 с.
10. Единые правила охраны недр при разработке месторождений твердых полезных ископаемых. – М. : Недра, 1987. – 60 с.
11. Колесников В. Ф. Вскрытие карьерных полей на угольных месторождениях: учеб. пособие / ГУ КузГТУ. – Кемерово, 2007. – 139 с.
12. Репин, Н. Я. Выемочно-погрузочные работы: учеб. пособие для студентов вузов, обучающихся по специальности «Открытые горн. работы» направления подготовки «Горн. дело» / Н. Я. Репин, Л. Н. Репин. – М. : Горная книга, 2010. – 267 с.
13. Технологические схемы проведения капитальных и разрезных траншей на угольных разрезах / В. С. Коваленко, В. Б. Артемьев, П. И. Опанасенко, А. Б. Исайченков. – М. : Изд-во «Горное дело» ООО «Киммерийский центр», 2011. – 408 с.
14. Правила безопасности при разработке угольных месторождений открытым способом (ПБ 05-619-03). Сер. 05. Вып. 3 / кол. авт. – М. : ГУП «НТЦ по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России», 2003. – 144 с.
15. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при ведении горных работ и переработке твердых полезных ископаемых» (утв. приказом Ростехнадзора от 16.12.2013 № 599, зарегистрированы в Минюсте России 27.07.2014

№ 32935). Сер. 13. Вып. 14. – М. : ЗАО НТЦ исследований проблем промышленной безопасности», 2014. – 276 с.

16. Единые правила безопасности при взрывных работах (ПБ 13-407-01) // Безопасность при взрывных работах : сб. документов. – Сер. 13. Вып. 1. – М. : ГУП «НТЦ «Промышленная безопасность» Госгортехнадзора России», 2004. – 232 с.

17. Единые правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом (ПБ 03-438-02). Сер. 03. Вып. 22. – М. : ГУП «НТЦ «Промышленная безопасность» Госгортехнадзора России», 2003. – 152 с.

18. Федеральные нормы и правила в области промышленной безопасности «Правила безопасности при взрывных работах» (утв. приказом Ростехнадзора от 16.12.2013 № 605, зарегистрированы в Минюсте России 01.04.2014 № 31796). Серия 13. Вып. 14. – М. : ЗАО НТЦ исследований проблем промышленной безопасности», 2014. – 232 с.

19. Временное положение о порядке и контроле ведения горных работ в опасных зонах на разрезах Кузбасса / сост. Е. В. Бакланов, С. П. Бахаева, В. В. Билибин и др.; М-во топлива и энергетики Рос. Федерации, Новац. фирма «Кузбасс-НИИОГР»; Кузбас. гос. техн. ун-т. – Кемерово, 1999. – 28 с.

20. Типовые технологические схемы ведения горных работ на угольных разрезах / НИИОГР. – Челябинск, 1991. – 350 с.

21. Ненашев А. С. Технология ведения горных работ на разрезах при разработке сложноструктурных месторождений / А. С. Ненашев, В. Г. Проноза, В. С. Федотенко / Кузбассвузиздат. – Кемерово, 2010. – 248 с.

22. Каплунов Д. Р. Геотехнология перехода от открытых к подземным горным работам: учеб. пособие / Д. Р. Каплунов, В. А. Юков. – М. : Изд-во «Горная книга», 2007. – 267 с.

23. Осминин Д. В. Обоснование схем подземной выемки угля с использованием открытых горных выработок: дисс. ... канд. техн. наук. – СПб., 2008. – 188 с.

24. Ромашкин Ю. В. Обоснование технологии и условий выемки угля пологопадающих залежей из бортов открытых выработок: дисс. ... канд. техн. наук. – Красноярск, 2002. – 174 с.

25. Комбинированная геотехнология: развитие физико-химических способов добычи // Материалы международной научно-технической конференции, г. Сибай, 2007: сб. трудов. – Магнитогорск : МГТУ, 2009.

26. Комбинированная геотехнология: Комплексное освоение и сохранение недр земли // Материалы международной научно-технической конференции, г. Екатеринбург, 2009: Сб. трудов. – Магнитогорск : МГТУ, 2009.

27. Постановление Правительства Российской Федерации от 28.03.2001 № 241 «О мерах по обеспечению промышленной безопасности опасных производственных объектов на территории Российской Федерации».

28. Применение системы Highwall для выемки угля с уступа разреза (краткий обзор состояния работ в США и Австралии) // Открытые горные работы. – № 2. – 2000. – С. 54–56.

29. Нецветаев А. Г. Технология добычи угля с применением комплексов глубокой разработки пластов / А. Г. Нецветаев, Л. Н. Репин, А. В. Соколовский // Уголь. – Ноябрь 2004. – С. 41–43.

30 Технология глубокой разработки угольных пластов: анализ опыта внедрения на разрезе «Распадский» / А. Г. Нецветаев, Л. Н. Репин, А. В. Соколовский, А. В. Юткин // Уголь. – 2005, февр. – С. 9–10.

31. Кузнецов В. И. Технология разработки месторождений с изменением направления подвигания фронта горных работ / В. И. Кузнецов, П. П. Меньшонок // Уголь. – 1997. – № 12. – С. 31–36.

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	3
1. ПРИНЦИПЫ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ	5
1.1. Недра и их использование	5
1.2. Способы разработки месторождений полезных ископаемых, их достоинства и недостатки	5
1.3. Ведущие ученые в области открытой разработки	8
1.4. Объекты открытых горных работ	10
1.5. Этапы освоения залежей полезных ископаемых	14
1.6. Виды открытых разработок в зависимости от условий залегания месторождений	15
1.7. Карьер и его параметры	16
1.8. Коэффициенты вскрыши и границы карьера	20
1.9. Периоды и производственные процессы открытой разработки	23
1.10. Понятия о развитии горных работ	24
1.11. Горно-геометрический анализ карьера	30
1.12. Графики режима и календарные графики горных работ	33
1.13. Структура комплексной механизации открытых горных работ	37
1.14. Технологические схемы комплексов оборудования	38
1.15. Сопряжение работы машин циклического и непрерывного действия	41
1.16. Качественная и количественная комплектация основного и вспомогательного оборудования	41
1.16.1. Оборудование для подготовки пород к выемке	41
1.16.2. Выемочно-погрузочное оборудование циклического действия	43
1.16.3. Выемочно-погрузочное оборудование непрерывного действия	44
1.16.4. Транспортное оборудование циклического действия	44
1.16.5. Транспортное оборудование непрерывного действия	45
1.16.6. Оборудование для отвальных и складских работ	46
1.16.7. Оборудование для промежуточного складирования и перегрузки	46
1.17. Технологические циклы процессов и горных работ. Сменная и годовая производительность комплексов	47
1.18. Комплексы горного оборудования, реализующие грузопотоки рабочих горизонтов и карьера в целом	54
1.19. Параметры грузопотоков	61
2. ВСКРЫТИЕ РАБОЧИХ ГОРИЗОНТОВ КАРЬЕРА	62
2.1. Взаимосвязь грузопотоков и вскрытия карьеров	62
2.2. Общие понятия о способах, схемах и системе вскрытия карьерных полей	62

2.3. Классификация способов вскрытия и схемы грузопотоков при различных способах вскрытия	63
2.4. Классификация вскрывающих выработок	66
2.5. Трасса капитальных траншей	67
2.6. Выбор способа вскрытия карьерного поля	70
3. ВСКРЫВАЮЩИЕ И ПОДГОТАВЛИВАЮЩИЕ ВЫРАБОТКИ КАРЬЕРОВ	74
3.1. Способы проведения вскрывающих и подготавливающих выработок	74
3.1.1. Бестранспортный способ проведения траншей	75
3.1.2. Транспортный способ проходки траншей	81
3.1.2.1. Применение экскаваторов циклического действия	81
3.1.2.2. Способ проведения траншей с применением комплекса оборудования непрерывного действия	90
3.1.3. Специальные и комбинированные способы проведения траншей	93
3.1.3.1. Специальные способы	93
3.1.3.2. Комбинированные способы	94
3.1.4. Крутые траншеи	95
3.1.4.1. Вскрытие крутыми траншеями со скиповыми подъемниками	95
3.1.4.2. Вскрытие крутыми траншеями с применением клетевых подъемников	97
3.1.4.4. Вскрытие крутыми траншеями с конвейерными подъемниками	98
3.1.4.5. Способы проведения крутых траншей	98
3.1.5. Подземные способы вскрытия	100
3.1.5.1. Вскрытие вертикальными и наклонными шахтными стволами	100
3.1.5.2. Вскрытие нагорных месторождений подземными выработками	100
3.2. Горно-подготовительные работы при сдаче карьера в эксплуатацию	101
3.2.1. Подготовка карьерного поля к разработке	101
3.2.2. Требования к горно-строительным работам	102
3.2.3. Обоснования места заложения траншей	103
3.2.4. Расчет длины и объемов вскрывающей и подготавливающей выработок	104
3.2.5. Организация выполнения горно-строительных объемов	105
4. СИСТЕМЫ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ	107
4.1. Общие понятия о системах разработки	107
4.2. Элементы системы разработки и их параметры	108
4.3. Классификация систем разработки	111
4.4. Сплошная система разработки	117
4.4.1. Технологические комплексы с непосредственной перевалкой вскрыши в выработанное пространство	118

4.4.2. Технологические комплексы с кратной перевалкой вскрыши в выработанное пространство	121
4.4.3. Технологические комплексы с роторными экскаваторами и консольными отвалообразователями	122
4.4.4. Технологические комплексы с экскаваторами непрерывного действия и транспортно-отвальными мостами	123
4.4.5. Технологические комплексы с перевозкой вскрыши на внутренние отвалы	123
4.4.6. Комбинированные технологические комплексы	124
4.5. Технология и комплексная механизация при углубочных системах разработки	124
4.5.1. Особенности систем разработки	124
4.5.2. Технологические комплексы с использованием железнодорожного транспорта	125
4.5.3. Технологические комплексы с использованием автотранспорта	125
4.5.4. Технологические комплексы с комбинированным транспортом	126
4.5.4.1. Технологические комплексы с автомобильно-железнодорожным транспортом	126
4.5.4.2. Технологические комплексы с автомобильно-конвейерным транспортом	127
4.5.4.3. Технологические комплексы автомобильного и железнодорожного транспорта со скиповым подъемом	127
4.5.4.4. Технологические комплексы при комбинированном транспорте с использованием канатных подвесных дорог	127
4.6. Комбинированная разработка месторождений	128
5. ОСОБЕННОСТИ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ СТРОИТЕЛЬНЫХ ГОРНЫХ ПОРОД	129
5.1. Требования к строительным материалам их строительных горных пород	129
5.2. Технология и механизация добычи на щебеночных карьерах	130
5.3. Технология и механизация добычи песчано-гравийных пород	131
5.4. Технология и механизация разработки месторождений стенового камня	132
5.5. Технология и механизация разработки месторождений стеновых блоков и облицовочного камня	133
6. ГИДРОМЕХАНИЗАЦИЯ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАЗРАБОТОК	133
6.1. РАЗРАБОТКА ПОРОД РАЗМЫВОМ	133
6.2. Разработка пород размывом	134
6.3. Разработка пород земснарядами и драгами	136
6.4. Добыча полезных ископаемых со дна морей и океанов	138
6.5. Скважинная добыча твердых полезных ископаемых	142

7. ОСОБЕННОСТИ РАЗРАБОТКИ РОССЫПНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ	151
7.1. Характеристика россыпных месторождений	151
7.2. Виды горных работ при разработке россыпных месторождений	153
7.3. Особенности производственных процессов	154
7.4. Системы разработки и вскрытие россыпных месторождений	157
7.5. Технологические схемы разработки	159
8. РАЗРАБОТКА ГОРНЫХ ПОРОД КОМПЛЕКСАМИ ГЛУБОКОЙ РАЗРАБОТКИ ПЛАСТОВ	164
8.1. Теоретические предпосылки разработки	164
8.2. Технология разработки	165
8.3. Комплексы оборудования прибортовой добычи	167
8.4. Особенности технологии разработки	172
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ	181

Валерий Федорович Колесников
Виктор Леонидович Мартьянов

**ТЕХНОЛОГИЯ И КОМПЛЕКСНАЯ МЕХАНИЗАЦИЯ
ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ**

Учебное пособие

Печатается в авторской редакции

Подписано в печать 28.08.2017. Формат 60×84/16
Бумага офсетная. Гарнитура «Times New Roman». Уч.-изд. л. 11,7
Тираж 100 экз. Заказ
КузГТУ. 650000, Кемерово, ул. Весенняя, 28.
Издательский центр УИП КузГТУ. 650000, Кемерово, ул. Д. Бедного, 4а