

УРАЛЬСКИЙ НАУЧНО-ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ
И ПРОЕКТНЫЙ ИНСТИТУТ
ОБОГАЩЕНИЯ И МЕХАНИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКИ
ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ
ОАО «УРАЛМЕХАНОБР»

Зобнин В. И., Кольцов П. В., Иванов Ю. С.

ВЫЕМКА ЗАКОНТУРНЫХ ЗАПАСОВ РУДЫ НА КАРЬЕРАХ

Екатеринбург
2012

Зобнин В. И., Кольцов П. В., Иванов Ю. С.

3-78 **ВЫЕМКА ЗАКОНТУРНЫХ ЗАПАСОВ РУДЫ НА КАРЬЕРАХ.** / В. И. Зобнин, П. В. Кольцов, Ю. С. Иванов; Урал. гос. горный ун-т. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2012. 68 с.

В работе приведены схемы выемки законтурных запасов руды на карьерах. Предложены нестандартные методы и способы предотвращения и ликвидации деформаций бортов и уступов карьеров. Даны рекомендации по заоткоске уступов в предельном контуре карьера, расширения транспортных и предохранительных берм, отсыпки внутренних отвалов, регулирования стока паводковых и ливневых вод, с экономической оценкой применяемых рекомендаций.

Книга предназначена для инженерно-технических и научных работников, ведущих проектирование, строительство и эксплуатацию карьеров по добыче полезных ископаемых.

УДК 620.024

© Зобнин В. И., Кольцов П. В.,
Иванов Ю. С., 2012

© ОАО «Уралмеханобр», 2012

ОГЛАВЛЕНИЕ

Введение.....	4
1. Выемка законтурных запасов руды на карьерах.....	6
2. Заоткоска уступов в предельном положении.....	16
3. Отсыпка внутренних отвалов.....	30
4. Увеличение ширины берм на карьерах.....	44
5. Осушение прибортового массива.....	52
6. Критерии устойчивости бортов карьеров.....	55
Заключение.....	64
Список использованных источников.....	65

ВВЕДЕНИЕ

В настоящее время основными условиями развития открытого способа разработки месторождений полезных ископаемых являются: увеличение глубины карьеров, вовлечение в эксплуатацию месторождений со сложными горно-геологическими условиями, переход с открытого на подземный способ разработки.

Переход на рыночную систему планирования и финансирования деятельности предприятий, отрабатывающих месторождения открытым способом, поставил их в жесткие условия обеспечения нормативной прибыли от добычи руды.

Стремление предприятий при доработке карьера извлечь законтурные запасы руды обусловлено тем, что это позволяет сократить потери полезного ископаемого, увеличить срок деятельности карьера и получить дополнительную прибыль.

Выемка законтурных запасов руды была успешно осуществлена на карьерах Гайского ГОКа, Сибайском, Учалинском, Бакальского рудоуправления и др.

Однако деформации бортов и уступов карьеров, возникающих при выемке законтурных руд, существенно осложняют ведение горных работ, что приводит к снижению плановой прибыли от реализации добытой руды.

Примерами неудачных попыток выемки законтурных запасов руды могут служить Сафьяновский карьер, Камаганский карьер Башкирского медно-серного комбината и др.

Таким образом, несомненна актуальность поставленной проблемы.

В настоящей работе изложены нестандартные методы и способы предотвращения и ликвидации деформаций бортов и уступов карьеров. Рассмотрены схемы выемки законтурных запасов руды на карьерах. Даны рекомендации по заоткоске уступов в предельном контуре карьера, расширению транспортных и предохранительных берм, отсыпке внутренних отвалов, регулированию стока паводковых и ливневых вод с экономической оценкой применяемых рекомендаций.

В пособии использованы работы сотрудников лаборатории устойчивости бортов карьеров и сдвижения горных пород института «Унипромедь», с 2003 г. находящейся в составе института «Уралмеханобр».

1. ВЫЕМКА ЗАКОНТУРНЫХ ЗАПАСОВ РУДЫ НА КАРЬЕРАХ

Законтурные запасы при открытой разработке месторождений возникают по различным причинам:

1. Запасы, оставшиеся за контуром по экономическим критериям, когда себестоимость добычи руды превышает ее ценность. Эти законтурные запасы отрабатывать совместно с основным рудным телом нерентабельно, поэтому они отрабатываются подземным способом или переводятся в общекарьерные потери.

2. Запасы, оставшиеся за контуром карьера по техническим причинам, например, запасы в разделительных целиках между открытым и подземным рудниками. Эти запасы переводятся во временно неактивные и подлежат выемке в основном подземным способом после завершения открытых горных работ.

Очень часто в законтурные запасы относят руды с малым содержанием металла, например, вкрапленные руды. Законтурные запасы могут быть расположены: в бортах карьера (в лежачем и висячем боках месторождения); и ниже дна карьера. По форме это могут быть вытянутые разделительные целики и потолочины, гнезда руды в бортах или выклинки рудных тел, обычно в торцах карьера.

В настоящее время институтом ИПКОН [1] разработано направление горной технологии при эксплуатации месторождений полезных ископаемых при котором меняется целевая функция проектирования: не разработка запасов одним из способов – открытым или подземным, а подготовка единого проекта, обеспечивающего благоприятные условия перехода от одного способа к другому, и наибольшую эффективность комбинированной геотехнологии в целом. Профессор М. В. Рыльникова [2] выделяет три зоны освоения месторождения:

- зона открытых работ;
- переходная зона от открытых горных работ к подземным;
- зона подземных работ.

Участки законтурных запасов руды располагаются, как правило, в переходной зоне и извлекаются комбинацией технологических процессов открытых и подземных горных работ.

После окончания открытых горных работ создается принципиально новая горнотехническая ситуация, которая создает условия для экономичной и безопасной отработки законтурных запасов руды. При этом, как правило, требуется применение нестандартных технологических схем в зависимости от конкретных горнотехнических и горно-геологических условий.

Типичные схемы выемки законтурных запасов, применяемые после окончания или затухания открытых горных работ, приведены в табл. 1.

Таблица 1

Схемы извлечения законтурных запасов руды и условия их применения

Схемы извлечения законтурных запасов	Условия применения
1. Расширение контуров карьера с отсыпкой ярусов внутренних отвалов	Запасы в отдельных рудных телах за контурами карьера в его бортах
2. Расширение контуров карьера с отсыпкой внутренних отвалов и их перевалкой	Запасы в выклинках рудного тела с выходом на контур карьера
3. Углубка карьера	Запасы ниже дна карьера
4. Оработка рудных участков капитальных съездов в карьере	Запасы под капитальными съездами
5. Оработка законтурных запасов подземным способом системами с обрушением вмещающих пород	Запасы в разделительных целиках. Ценность руды низкая
6. Оработка законтурных запасов с закладкой выработанного пространства и формированием искусственных целиков из карьера	Запасы в разделительных целиках. Ценность руды высокая
7. То же, с формированием искусственных целиков из подземных выработок	То же
8. Оработка законтурных запасов без оставления разделительных целиков	Законтурные запасы любой ценности. Опережение подземных работ относительно открытых

Первая схема. Расширение контуров карьера с отсыпкой ярусов внутреннего отвала (рис. 1).

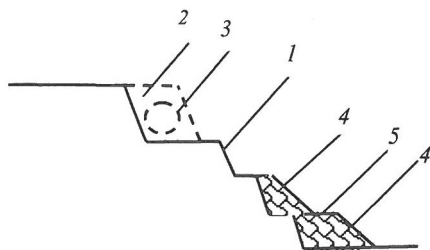


Рис. 1. Расширение контуров карьера с отсыпкой ярусов внутренних отвалов

Законтурные запасы расположены в бортах карьера. После затухания горных работ в карьере 1 производят прирезку контура карьера 2 с целью выемки оставшихся в борту карьера 3 законтурных запасов. Вскрышные породы отсыпают во внутренний отвал ярусами 4. Отсыпку ярусом внутреннего отвала производят с капитального съезда (спирального или петлевого). Поэтому высота ярусом отвала равна расстоянию между витками съезда, а верхнюю площадку яруса создают с уклоном, равным уклону съезда. После окончания отсыпки первого яруса к его верхней бровке переносят капитальный съезд 5 и начинают отсыпку второго яруса [3].

Преимущества схемы. Рассматриваемая схема позволяет поддерживать в рабочем состоянии капитальный съезд.

Вторая схема. Расширение контуров карьера с отсыпкой внутренних отвалов и их перевалкой (рис. 2).

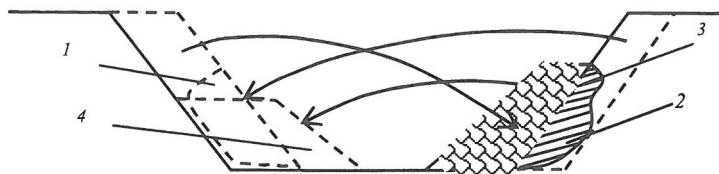


Рис. 2. Расширение контуров карьера с отсыпкой внутренних отвалов и их перевалкой

Законтурные запасы расположены в выclinках рудного тела. После отработки карьера остаются законтурные запасы в виде выклинок основного рудного тела. Производят прирезку контура карьера для извлечения законтурных запасов из первой выclinки 1. Вскрышные породы отсыпают на откос второй выclinки 2 во временный отвал 3. Затем производят прирезку контура карьера для извлечения запасов из второй выclinки 2.

Вскрышу и внутренний отвал 3 перемещают на участок извлеченной выclinки 1 в постоянный внутренний отвал 4 [4].

Преимущества схемы. Вскрышные породы не вывозятся во внешний отвал, следовательно сокращается занимаемая ими площадь.

Приведенные схемы применяются, как правило, когда месторождение отрабатывается только открытым способом. Преимуществом этих схем является применение для выемки законтурных руд обычной технологии открытых горных работ, принятой для отработки карьера.

Третья схема. Углубка карьера (рис. 3).

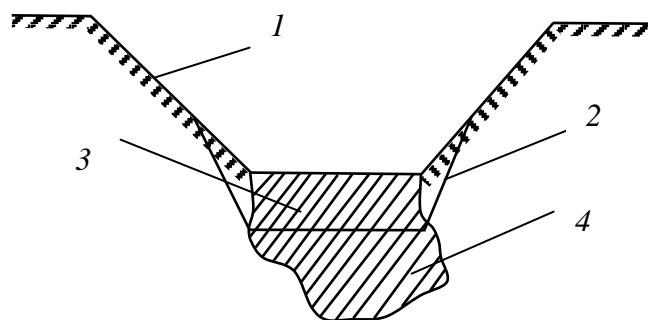


Рис. 3. Углубка карьера

Законтурные запасы расположены под дном карьера. На последнем этапе отработки карьера 1 проводят дополнительные исследования физико-механических характеристик пород и руды. Выполняют новую оценку устойчивости бортов. Определяют границы углубки карьера 2 и производят выемку законтурных запасов 3, используя обычную технологию, принятую на открытом руднике. Объемы вскрыши при углубке карьера обычно сравнительно небольшие. Поэтому вскрышу транспортируют во внешние отвалы. Оставшиеся

законтурные запасы 4 под дном карьера и бортами обрабатывают подземным способом [5].

Преимущества схемы. Получение дополнительной прибыли за счет продления сроков деятельности открытого рудника с развитой инфраструктурой и использования основных фондов. Схема применяется при комбинированном способе разработки месторождения в условиях когда открытый рудник завершил горные работы, а подземный отстает по времени с добычными работами.

Четвертая схема. Отработка рудных участков капитальных съездов (рис. 4).

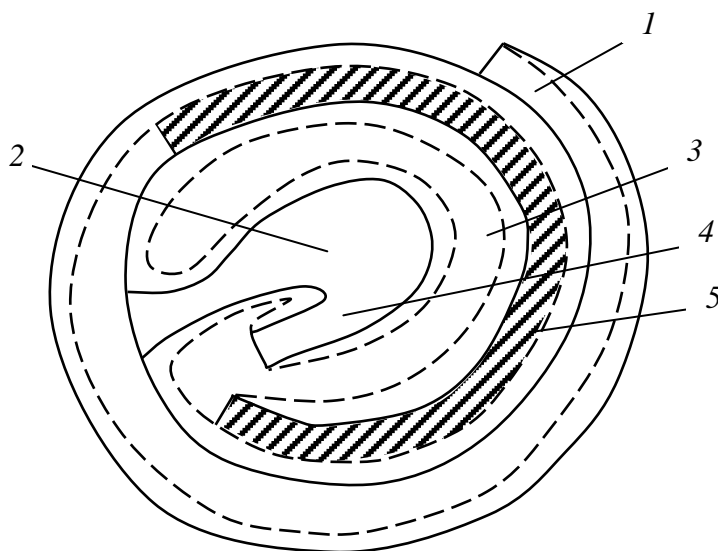


Рис. 4. Отработка рудных участков капитальных съездов

Законтурные запасы остаются под капитальными съездами. Их выемку производят по следующей схеме [6]. Отрабатывают нижние горизонты карьера, формируют капитальный съезд 1. Затем отсыпают внутренний отвал пустых пород 2, причем при отсыпке отвала 2 оставляют кольцевой зазор 3 и формируют съезд 4 по отвалу 2. Отрабатывают участок капитального съезда 5, размещающегося на законтурных запасах руды. При необходимости на вынутых рудных участках съезда отсыпают контрфорсы из пустых пород.

Преимущество схемы. Наиболее полная выемка руды открытым способом.

Пятая схема. Отработка законтурных запасов подземным способом системами с обрушением вмещающих пород (рис. 5).

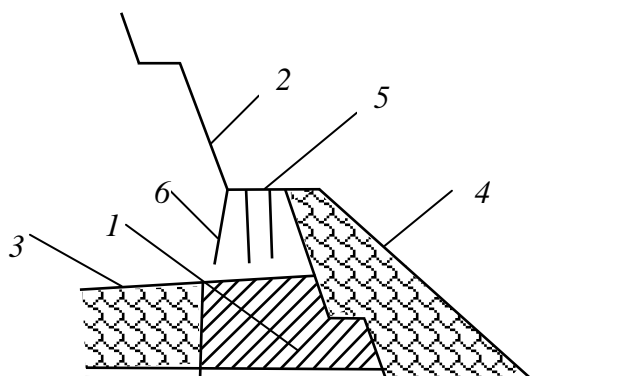


Рис. 5. Отработка прибортовых запасов подземным способом системами с обрушением вмещающих пород

Законтурные запасы располагаются в разделительном целике 1. После формирования нерабочего борта карьера 2 и окончания работ по закладке выработанного пространства от подземных горных работ 3 отсыпают ярус внутреннего отвала 4. Верхняя площадка яруса должна совпадать с транспортной или предохранительной бермой 5. С бермы 5 и примыкающей к ней верхней площадки яруса отвала бурят скважины 6, предназначенные для принудительного обрушения пород кровли при подземной отработке законтурных запасов. Скважины заряжают и взрывают скважинные заряды, после прохождения подготовительных и нарезных выработок отрабатывают законтурные запасы в целике 1 подземным способом системами с обрушением вмещающих пород. Совместно с отработкой разделительного целика производят подсыпку пород в отвал [7].

Преимущества схемы. Сохранение устойчивого состояния борта карьера при невысоких затратах на добычу законтурных запасов.

Шестая схема. Отработка законтурных запасов с формированием искусственных целиков из карьера (рис. 6).

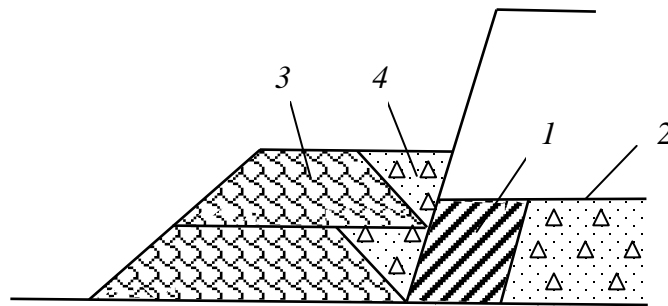


Рис. 6. Отработка законтурных запасов подземными работами с формированием искусственных целиков из карьера

Законтурные запасы располагаются в разделительном целике 1. После окончания открытых горных работ и заполнения выработанного пространства от подземных горных работ твердеющими смесями 2 отсыпают внутренний отвал ярусами 3. Заполняют твердеющей смесью 4 пазухи между откосом борта и откосом яруса отвала. После формирования искусственного целика отрабатывают запасы разделительного целика подземным способом [8].

Преимущества схемы. Небольшие потери и разубоживание добываемой руды.

Седьмая схема. Отработка законтурных запасов с формированием искусственных целиков из подземных выработок (рис. 7).

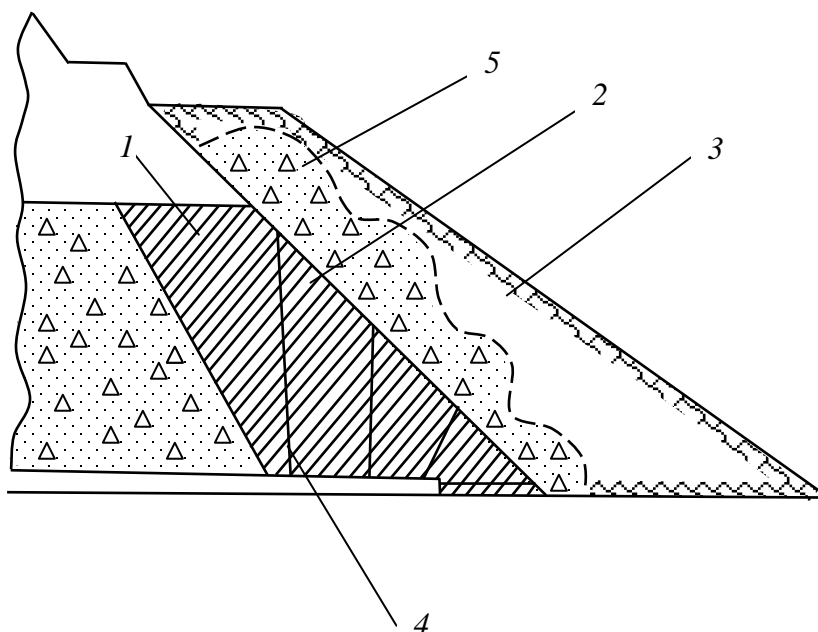


Рис. 7. Отработка законтурных запасов подземными работами с формированием искусственных целиков из подземных выработок

Законтурные запасы содержатся в разделительном целике 1. После постановки борта карьера в предельное положение 2 его нижнюю часть, содержащую запасы 1, пригружают внутренним отвалом 3. Законтурные запасы отрабатывают в две очереди. Из камер первой очереди бурят скважины 4, через которые нагнетают твердеющий раствор во внутренний отвал. В результате создают укрепленную зону в виде искусственных целиков 5. Под защитой искусственных целиков производят отработку камер второй очереди [9].

Преимущество схемы. Работы по созданию искусственных целиков не зависят от погодных условий.

Восьмая схема. Отработка прибортовых запасов без оставления разделительных целиков (рис. 8).

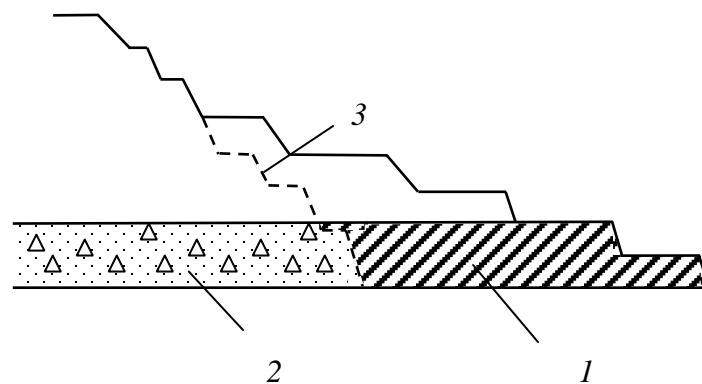


Рис. 8. Отработка прибортовых запасов подземными работами без оставления разделительных целиков

Отработка месторождения производится комбинированным способом. Рудное тело 1 отрабатывают подземным способом с закладкой выработанного пространства твердеющими смесями 2 с опережением по сравнению с понижением горных работ в карьере. Выемку руды подземным способом производят до проектного контура борта карьера 3. Затем оставшуюся часть рудного тела отрабатывают открытым способом [10]. Схему применяют в основном при переходе с подземных на открытые горные работы. Если схема применяется при отставании подземных горных работ, то часть подготовленных к выемке от-

крытым способом запасов руды консервируют до окончания подземных работ на рассматриваемом участке.

Преимущество схемы. Приконтурная руда обрабатывается обычной технологией, принятой на подземном и открытом рудниках, совместно с обработкой основного рудного тела.

Выемка законтурных запасов характеризуется разнообразием применяемых технологических схем; применяемого оборудования; использования способов управления горным давлением, к которым относятся оставление временных рудных и породных целиков; создание искусственных целиков; закладка выработанного пространства; пригрузка бортов внутренними отвалами; обрушение рудных и породных массивов.

Вовлечение в обработку оставшихся за контуром карьера запасов совместно с обработкой основного рудного тела, как правило, нерентабельна. Поэтому отсыпку внутренних отвалов необходимо рассматривать не только как один из методов управления устойчивостью откосов борта, но и как экономический фактор, влияющий на сохранение рентабельности добычи законтурных запасов.

Экономическая эффективность, за счет которой нерентабельная добыча законтурных запасов переводится в рентабельную, складывается в основном за счет отсыпки внутренних отвалов. Ее можно определить по следующей зависимости:

$$\Delta \gamma \in P(L_1 - L_2) \quad (1)$$

где Δ – экономия затрат за счет сокращения расстояния транспортирования вскрыши, руб; P – объем вскрыши отсыпанной во внутренние отвалы вместо внешних, м³; L_1 и L_2 – расстояния транспортирования вскрыши во внешние и внутренние отвалы соответственно, км; γ – плотность пород, т/м³; C – стоимость одного тоннокилометра, руб.

За счет полученной прибыли обеспечивают повышенный коэффициент вскрыши, рентабельность добычи и наиболее полную выемку полезного ископаемого.

В результате выемки законтурных запасов сокращаются потери полезного ископаемого, что позволяет получить дополнительную прибыль за счет продления сроков деятельности рудников с развитой инфраструктурой и использования основных фондов.

2. ЗАОТКОСКА УСТУПОВ В ПРЕДЕЛЬНОМ ПОЛОЖЕНИИ

Выемка законтурных запасов руды снижает значение коэффициента запаса устойчивости борта карьера. С целью исключения или уменьшения негативного влияния на устойчивость уступов взрывных работ применяют способы, позволяющие в значительной мере сохранить прочность горного массива.

Взрыв скважинных зарядов вызывает деформации уступа в верхней части до 40-50 м, в нижней они могут составлять 10-12 диаметров заряда, а в глубину – 5-7 диаметров заряда ниже дна уступа. На характер развития деформаций оказывает влияние ориентировка основной системы трещин. Наличие горизонтальной системы трещин приводит к вертикальным подвижкам массива пород в уступе. При вертикальной системе смещения массива направлены в сторону выработанного пространства. Если в уступе имеются трещины, падающие в сторону выработанного пространства, то деформации развиваются в виде сдвигов по этим трещинам.

Сохранение естественной прочности горного массива может быть достигнуто путем применения диагональных схем короткозамедленного взрывания (КЗВ), наклонных зарядов для отбойки пород, контурного взрывания.

При подходе горных работ к предельному контуру карьера на расстояние 30-40 м независимо от метода заоткоски должно применяться не более чем трехрядное расположение зарядов с диагональной схемой КЗВ и замедлением между группами рядов 20-35 мс.

Применение диагональных схем КЗВ сокращает ширину зоны остаточных деформаций в 1,5-2,0 раза по сравнению с порядным взрыванием.

Наклонные заряды позволяют сократить ширину нарушенной зоны и уменьшить величину перебура, что сокращает разрушение нижележащего уступа.

Наиболее эффективным способом повышения устойчивости уступов является контурное взрывание. Основа техники контурного взрывания заключается в следующем.

По проектному контуру уступа бурят ряд сближенных скважин. Скважины заряжают ослабленными зарядами взрывчатого вещества (ВВ). При взрыве развивается преимущественно одна трещина в плоскости, проходящей через оси скважин. Вдоль ряда контурных зарядов образуется ровная устойчивая стенка с видимыми следами скважин. Заряды для контурного взрывания изготавливаются в виде гирлянд из патронов ВВ диаметром от 30 до 90 мм, привязанных к прочной веревке. Вдоль гирлянды прокладывают две нитки детонирующего шнура (ДШ). Верхнюю часть скважин заполняют забойкой на высоту, равную расстоянию между скважинами в ряду. Перебур контурных скважин принимают порядка 0,5 м.

Оптимальный диаметр скважин контурного ряда находится в пределах 100-150 мм. Возможно использование скважин большего диаметра. Масса заряда на один погонный метр скважины составляет 0,8-3,0 кг, а расстояние между скважинами – 0,7-3,0 м.

Возможны два способа взрывания зарядов контурного ряда: до взрывания основных зарядов дробления в приконтурной ленте (метод предварительного щелеобразования) и после отбойки приконтурной ленты (гладкое взрывание). Метод предварительного щелеобразования является более предпочтительным. Расстояние между рядом скважин отрезной щели и зарядами дробления должно быть не менее 8-10 диаметров заряда дробления. Взрывание зарядов отрезной щели можно производить предварительно, до бурения скважин для основных зарядов рыхления. Возможно также одновременное взрывание зарядов отрезной щели с основными зарядами. «Опережение» взрыва зарядов отрезной щели по отношению к моменту взрыва противолежащих им основных зарядов дробления должно находиться в пределах 50-70 мс. При меньших интервалах возможно проникновение трещин за отрезную щель, а при больших – повреждение основных зарядов взрывом зарядов отрезной щели. Если на предельном контуре производится сдваивание или страивание уступов, то отрезную щель можно формировать сразу на полную высоту уступа предельного контура.

Контурные заряды при гладком взрывании отделяют с поверхности откоса уступа наиболее разрушенный слой и формируют более устойчивую поверхность. Удовлетворительные результаты достигаются при расстоянии между скважинами контурного ряда 2-3 м. Бурение контурных скважин и взрывание скважинных зарядов производят после взрывания основных зарядов рыхления.

Данный способ менее эффективен по сравнению со способом предварительного щелеобразования. Он может быть рекомендован лишь в тех случаях, когда способ предварительного щелеобразования применить по каким-либо причинам невозможно.

При реализации изложенных способов, особенно в сложных горно-геологических условиях, выявлены некоторые особенности рассматриваемой технологии при формировании нерабочих бортов карьеров.

2.1. Создание отрезной щели в обводненных породах

При создании отрезной щели на обводненных участках необходимо принять меры по понижению уровня воды.

Отрезная щель является аккумулятором атмосферных, технических и грунтовых вод, которые увлажняют прибортовой массив и снижают прочностные характеристики.

Вода заполняет образованную в породах щель, поэтому ее защитный эффект резко снижается. Для снижения уровня воды используют способ щелевого водопонижения. Сущность его состоит в следующем [11].

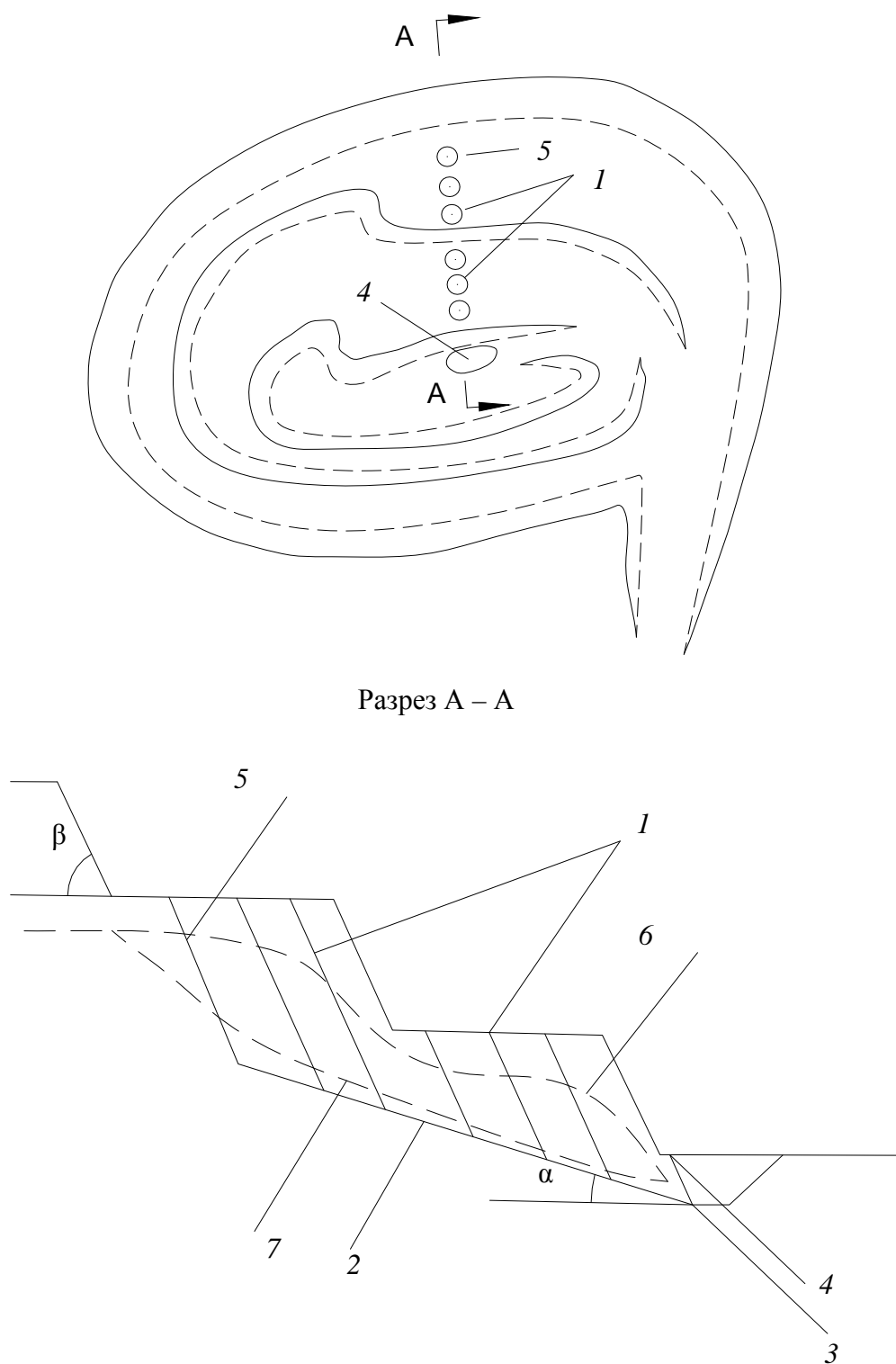


Рис. 9. План карьера и разрез по дренажной щели

На рис. 9 показаны план карьера и разрез по дренажной щели. Бурят скважины дренажной щели 1, их угол наклона принимают равным углу наклона рабочих уступов β , глубину скважин ограничивают линией 2, соединяющей нижнюю отметку дна 3 зумпфа 4 с отметкой забоя первой скважины 5 дренаж-

ной щели, причем длину скважины 5 выбирают с таким условием, чтобы угол α составлял не менее 3-5 градусов. Затем скважины заряжают ВВ и взрывают скважинные заряды, направляют поток воды в зумпф 4. В результате чего уровень воды переместится из положения 6 в положение 7. После снижения уровня грунтовых вод приконтурную ленту отрабатывают обычным способом: создают отрезную щель, взрывают скважинные заряды рыхления приконтурной ленты, отгружают горную массу.

Преимущества при снижении уровня грунтовых вод: повышается защитный эффект отрезной щели; дорогостоящие гранулированные ВВ заменяются на более дешевые.

2.2. Заоткоска уступа двумя отрезными щелями

Заоткоску уступа обычно проводят под углом наклона, определяемого по средним характеристикам пород, слагающих уступ. Верхняя часть уступа от воздействия взрывных работ при сработке вышестоящего уступа разрушается сильнее. Поэтому характеристики пород верхней части уступа меньше, чем в средней и нижней частях. В результате верхняя часть уступа имеет недостаточный коэффициент запаса устойчивости, а нижняя – избыточный. Это приводит к деформациям верхней части уступа.

Для исключения этого недостатка применяют следующий способ заоткоски уступов [12].

Экранирующая щель создается путем бурения двух рядов скважин (рис. 10). Первый ряд скважин 1 бурят на всю высоту уступа, под углом α , соответствующим по механическим свойствам пород средней и нижней части откоса. Второй ряд 2 бурят под углом β , соответствующим по механическим свойствам пород верхней части откоса, до пересечения плоскости второго ряда скважин с плоскостью, образованной первым рядом скважин.

При бурении скважин второго ряда их в плане смещают относительно первого ряда на половину расстояния между скважинами первого ряда.

В первом ряду скважин располагают комбинированный заряд ВВ: в нижней части, от линии пересечения с плоскостью второго ряда скважин до их дна, – рассредоточенный контурный заряд, а в верхней части – заряд рыхления. Во втором ряду скважин располагают рассредоточенный заряд.

Инициирование зарядов ВВ в первом и втором рядах контурных скважин может осуществляться одновременно или с замедлением первого ряда на 35-45 мс. В обоих случаях рассредоточенный контурный и заряд рыхления в первом ряду инициируются одновременно.

Откос приобретает ломано-выпуклый профиль. Соотношения углов заоткоски следующее:

$$\alpha > \gamma > \beta, \quad (2)$$

где α – угол заоткоски, создаваемый первым рядом скважин, град.; γ – результирующий угол заоткоски уступа, град.; β – угол заоткоски, создаваемый вторым рядом скважин, град.

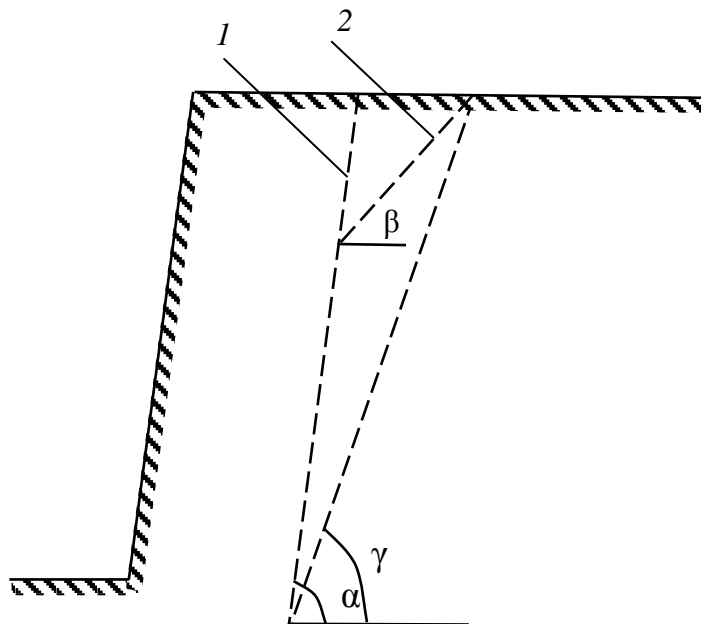


Рис. 10. Схема заоткоски уступа

Как правило, угол γ равен проектному углу, установленному по средним характеристикам заоткашиваемого уступа, или отличается от него в незначительных пределах.

Использование этого способа заоткоски уступов позволяет снизить отрицательное влияние взрывных работ на законтурный массив и, как следствие, повысить его устойчивость.

2.3. Создание отрезной щели в стесненных условиях

При расконсервации участков бортов возникает необходимость создавать отрезную экранирующую щель в стесненных условиях. Обычно размещение бурового станка производят под углом 90° к простиранию создаваемого откоса и бурение скважин под углом, равным углу откоса. Недостаток этого способа – невозможность бурения скважин отрезной щели в стесненных условиях, когда ширина бермы меньше длины бурового станка, и невозможность бурения скважин под углами, значения которых лежат между фиксированными значениями углов наклона буровой штанги (например, у станка СБШ-250МН значения фиксированных углов равны 90° , 75° , 60°). Если ширина бермы после заоткоски уступа по проекту меньше продольной оси бурового станка, то его заменяют на менее производительный, но имеющий малые габариты, например, на станок СБУ.

Вышеизложенное указывает на недоиспользование технических возможностей высокопроизводительной буровой техники при ее эксплуатации, в частности, при бурении скважин контурных отрезных щелей при оформлении откосов уступов в карьерах.

Для заоткоски уступа в стесненных условиях под углами $60-90^\circ$ с использованием станка СБШ-250МН поступают следующим образом (рис. 11) [13].

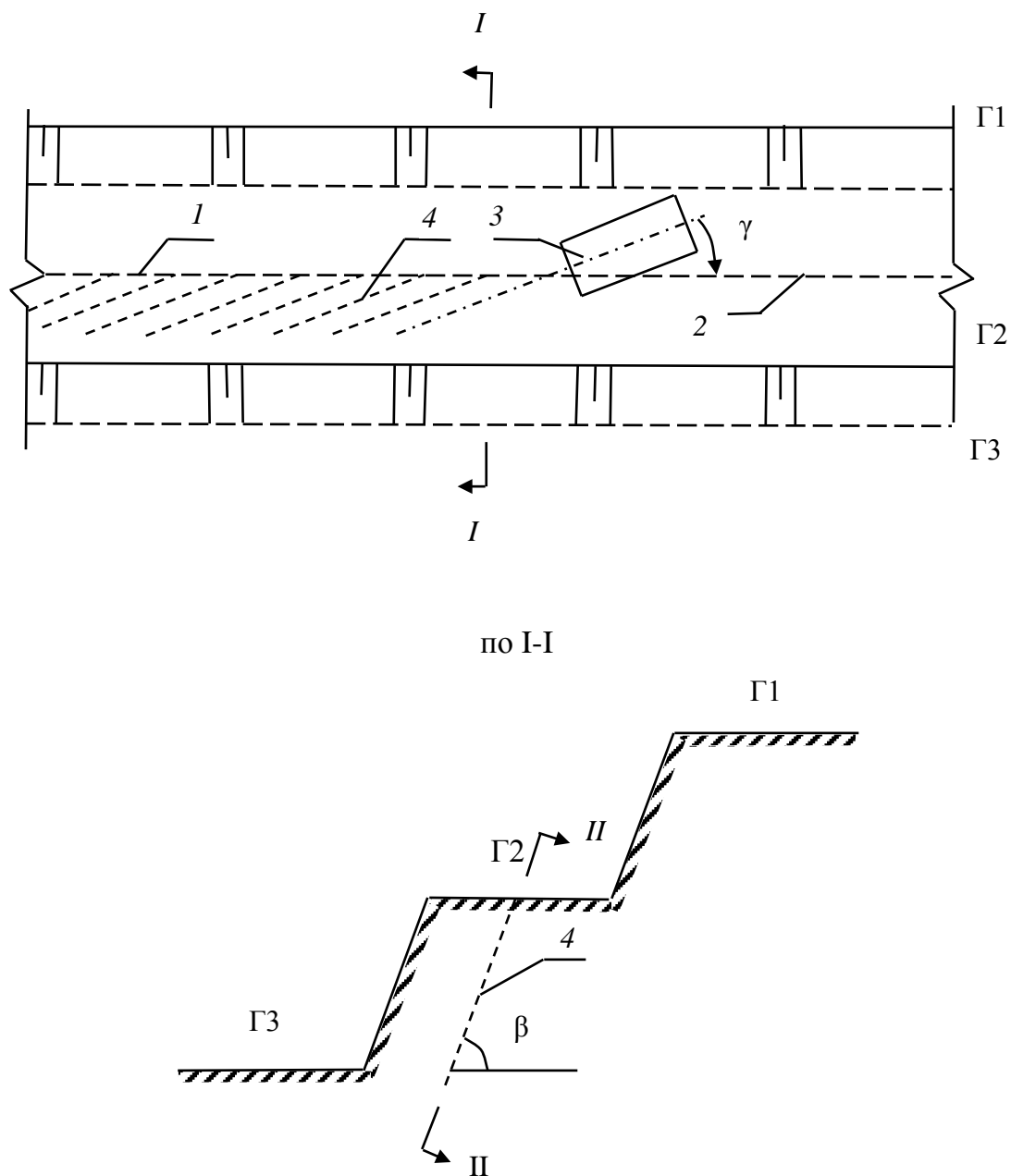


Рис. 11. Схема заоткоски в стесненных условиях

При бурении скважин отрезной щели продольную ось станка располагают под углом γ к простиранию контурной отрезной щели, который определяют в зависимости от угла наклона буровой штанги станка α и угла наклона откоса заоткашиваемого уступа β по формуле:

$$\gamma = \arcsin \frac{\operatorname{tg} \alpha}{\operatorname{tg} \beta}, \quad (3)$$

а необходимую ширину бермы определяют по формуле:

$$L = a \sin \gamma + 0,5 b \cos \gamma + c, \quad (4)$$

где L – необходимая ширина бермы, м; γ – угол между осью бурового станка и простиранием отрезной щели, град.; a – длина станка, м; b – ширина станка, м; c – безопасное расстояние от станка до вышележащего откоса, м.

На берме производят вынос в натуру устьев скважин отрезной щели 1, которые образуют ее ось 2 на расстоянии от нижней бровки вышележащего уступа не менее значения, определенного по формуле (4). Устанавливают буровой станок 3 таким образом, чтобы его продольная ось располагалась под углом γ к оси отрезной щели.

Бурение каждой скважины 4 производят под этим углом γ , а угол наклона буровой штанги α устанавливают такой, какой был принят при определении угла γ по формуле (3). Тогда скважины отрезной щели будут иметь наклон не только в плоскости, нормальной к уступу, но и в плоскости, параллельной простиранию уступа. Скважины заряжают ВВ, созданные скважинные заряды взрывают и начинают отрабатывать приконтурную ленту. После отработки приконтурной ленты получают угол наклона уступа α такой, какой был принят при определении угла γ по формуле (3).

Пример.

Исходные данные:

Буровой станок – СБШ-250МН;

Угол наклона откоса уступа – 80° ;

Ширина бермы – 7 м.

Устанавливают угол наклона штанги бурового станка равным 60° . По формуле (3) находят, что углу наклона уступа, составляющему 80° , соответствует угол между продольной осью станка и простиранием контурной отрезной щели, равный 20° . По формуле (4) определяют ширину бермы, соответствующую углу между продольной осью станка и простиранием контурной отрезной щели. Она составляет не менее 7 м.

Устанавливают буровой станок таким образом, чтобы продольная его ось была бы расположена под углом 20° к оси отрезной щели, в соответствии с про-

ектом бурят скважины контурной отрезной щели, производят зарядание скважин ВВ, взрывают скважинные заряды и отрабатывают приконтурную ленту.

В результате получают откос, образованный скважинами контурной отрезной щели, наклон которого соответствует проектному 80° (рис. 11, разрез I-I).

По способу, обычно применяемому при установке продольной оси бурового станка под углом 90° к оси отрезной щели, соблюдения условия: угол создаваемого откоса – 80° и ширина бермы – 7 м для станка СБШ-250МН невозможно, так как длина станка составляет 9 м, а устройство для создания угла наклона буровой штанги, равному 80° , в конструкции станка отсутствует.

Преимущества и технический эффект способа заключается в использовании в полной мере технических возможностей буровой техники при оформлении откосов уступов в карьерах. Несмотря на то, что буровой станок, например, СБШ-250МН имеет три фиксированных значения угла наклона буровой штанги: 60° , 75° , 90° , предлагаемое техническое решение при использовании этого же станка позволяет создать отрезную щель под любым углом наклона в пределах от 60° до 90° .

Преимуществом предлагаемого способа является также возможность создания отрезной щели в стесненных условиях, когда ширина оставляемой бермы меньше длины бурового станка.

2.4. Формирование нерабочих бортов при расконсервации бортов карьеров

При расконсервации бортов карьеров возникают дополнительные требования к буровзрывным работам по ограничению сброса горной массы на нижележащие горизонты. В этой горно-технической ситуации применяют следующую схему отработки приконтурных лент [14].

На рис. 12 и 13 изображены в разрезе: фактический контур 1, отрезная щель на проектном контуре 2, целиковая заходка 3, приконтурная заходка 4, поверхность призмы возможного обрушения откоса уступа 5, вертикальные скважины 6, наклонные скважины 7, наклонные скважины в целиковой заходке 8.

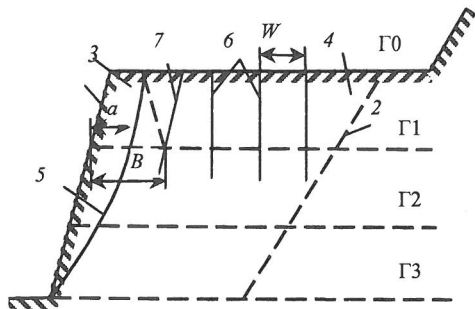


Рис. 12. Расположение скважин на первом уступе

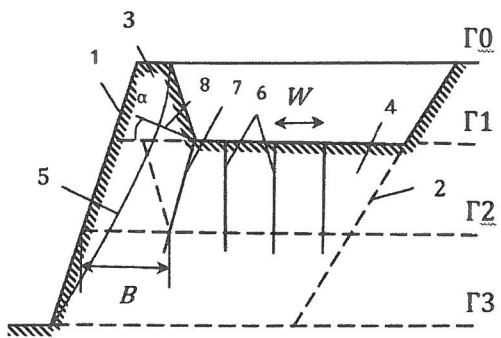


Рис. 13. Расположение скважин на втором уступе

Способ заключается в следующем: при расконсервации фактического борта карьера на проектном контуре 2 создают отрезную щель и осуществляют разработку уступа между фактическим 1 и проектным 2 контуром карьера.

Разрабатываемый уступ делят на целиковую 3 и приконтурную 4 заходки.

Ширину целиковой заходки принимают для средне- и трудно взрываемых пород $B = (1,5-3)W$, а для легко взрываемых пород $B = (2-3)W$, где W – величина сопротивления по подошве зарядов в скважинах 6 приконтурной заходки.

Принятые значения ширины целиковой заходки B проверяют по условию:

$$B > a, \quad (5)$$

где a – ширина призмы возможного обрушения откоса 5, м.

В приконтурной заходке 4 первого уступа (Г0-Г1) бурят вертикальные скважины 6, на границе целиковой заходки бурят ряд наклонных скважин 7. В скважинах 6 и 7 создают заряды ВВ и осуществляют их взрывание. После выемки разрушенной взрывом горной массы производят бурение скважин 6 и 7 в приконтурной заходке 4 нижележащего горизонта – второго уступа (Г1-Г2), а в массиве целиковой заходки 3 первого уступа бурят ряд наклонных скважин 8, угол наклона которых принимают в соответствии с условием:

$$\alpha \geq \varphi, \quad (6)$$

где α – угол наклона скважин целиковой заходки, град.; φ – угол внутреннего трения обрабатываемых пород, град.

Наклон скважин осуществляют в сторону приконтурной заходки, взрывание наклонных скважинных зарядов целиковой заходки первого уступа производят совместно со скважинными зарядами приконтурной заходки второго уступа (нижележащего горизонта). После взрывания зарядов в скважинах 6, 7 и 8 происходит как разрушение породы в приконтурной заходке, так и обрушение породы целиковой заходки верхнего горизонта в сторону приконтурной заходки, после чего отгружают взорванную горную массу, а при отработке следующих уступов операции повторяют.

При применении данного способа все операции работ по расконсервации борта карьера будут производиться вне зоны вероятной призмы возможного обрушения уступа, а объем сброшенной на нижние горизонты горной массы будет минимальным.

2.5. Формирование нерабочих бортов при взрыве зарядов рыхления на сброс

При доработке карьера представляется возможным создание внутренних отвалов вскрыши. Транспортирование вскрышных пород, как правило, производят не снизу вверх, а сверху вниз, заполняя выработанное пространство карьера.

Наиболее рациональным способом в этой ситуации является схема обработки приконтурных лент со взрывом на сброс вскрышных пород на нижние горизонты карьера. Однако взрывные работы в этом случае ведутся с повышенными зарядами рыхления, обеспечивая перемещение дробленых пород. Это приводит к интенсивным деформациям заоткашиваемого уступа и снижению его устойчивого состояния.

С целью снижения вредного сейсмического воздействия на борт карьера используют следующую схему.

На рис. 14 изображен разрез обрабатываемого уступа. В первом ряду от контура карьера бурят сближенные скважины 1 для контурной отрезной щели 2. В остальных рядах 3, 4, 5 бурят скважины для зарядов рыхления.

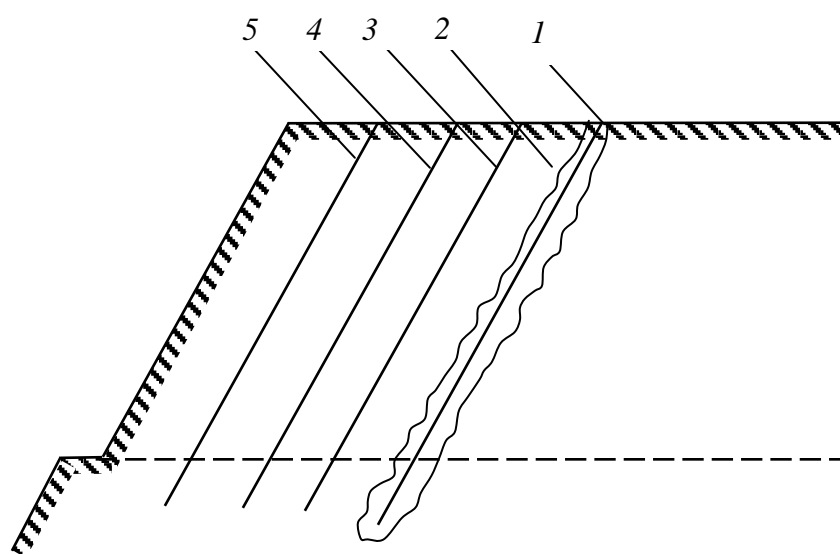


Рис. 14. Расположение скважин на заоткашиваемом уступе

В скважинах первого ряда 1 располагают рассредоточенный заряд. В скважинах второго ряда 3 – нормальный заряд рыхления. В скважинах третьего 4 и четвертого 5 рядов повышенный заряд рыхления, обеспечивающий сброс взрывающей породы в выработанное пространство карьера.

Массу зарядов определяют в каждом конкретном случае в зависимости от инженерно-геологических условий по известным формулам [15].

В первую очередь взрывают скважинные заряды отрезной щели, получают контурную отрезную щель 2, затем монтируют схему соединения скважинных зарядов для порядного короткозамедленного взрывания, для чего используют, например, пиротехнические замедлители 7 типа КЗДШ и производят взрывание скважинных зарядов с четвертого по второй ряд. В результате взрыва перемещают часть разрыхленных пород в выработанное пространство карьера, а вторую часть отгружают под откос обычным способом.

Преимуществами схемы являются:

- различная масса ВВ в скважинах позволяет сохранить формируемый нерабочий уступ от вредного сейсмического воздействия при взрыве на сброс, так как непосредственно у контура борта производится взрывание скважинных зарядов на рыхление породы, а не на сброс;

- доставка части вскрыши в выработанное пространство карьера сокращает затраты времени и средств при расконсервации борта карьера.

Изложенные нестандартные схемы буровзрывных работ при формировании нерабочих бортов карьеров могут применяться отдельно или в сочетании друг с другом в зависимости от горно-технической обстановки, позволяют снизить отрицательное сейсмическое влияние взрывов на законтурный массив и повысить его устойчивость.

3. ОТСЫПКА ВНУТРЕННИХ ОТВАЛОВ

Добыча полезных ископаемых открытым способом тесно связана со значительным нарушением занимаемых земель. Это обусловлено, в первую очередь, размещением на прилегающей к карьерам поверхности внешних отвалов вскрышных пород. Поэтому под внешние отвалы стали отводить непригодные для использования в сельском хозяйстве или строительстве земельные участки: отработанные карьеры, крутые косогоры, овраги и т. п. Зачастую отвалы находятся на значительном расстоянии от карьера, что увеличивает стоимость транспортировки вскрышных пород в отвалы.

Одним из отрицательных факторов при отсыпке внешних отвалов является формирование новых техногенных ландшафтов. Наиболее сильно отрицательные факторы проявляются при разработке медноколчеданных месторождений, так как сульфидные минералы, составляющие руды и присутствующие во вмещающих породах, при окислении переходят в легкорастворимые токсичные соединения. В результате происходит загрязнение атмосферного воздуха, почв и грунтовых вод токсичными компонентами, входящими в состав пыли и приотвальных вод. Для уменьшения степени загрязнения окружающей среды необходимо производить рекультивацию отвалов путем отсыпки нейтрального слоя пород. А это требует дополнительных расходов, которые увеличивают затраты на добычу руды.

Одним из направлений снижения затрат на добычу руды и уменьшения степени загрязнения окружающей среды является сокращение объемов внешних отвалов за счет расширения применения внутреннего отвалообразования на карьерах.

На карьерах, отрабатывающих законтурные запасы руд, отсыпка внутренних отвалов осложнена различными факторами, такими как наличие на верхних горизонтах бортов карьеров глинистых пород; круглая форма карьеров с незначительными размерами дна; комбинированная система разработки, тре-

бующая обеспечения транспортной связи между открытым и подземным рудниками.

В практике производства работ по отсыпке внутренних отвалов в зависимости от горно-технических и инженерно-геологических условий могут применяться различные схемы. Основные схемы отсыпки внутренних отвалов в сложных условиях представлены в табл. 2.

Таблица 2

Схемы отсыпки внутренних отвалов и условия их применения

Схемы отсыпки внутренних отвалов	Условия применения
1. Отсыпка отвалов на наклонное основание	Неустойчивое основание, сложенное глинистыми породами
2. Отсыпка отвалов в качестве пригрузки глинистых уступов скальными породами	Формирование нерабочего борта карьера в глинистых породах
3. Отсыпка ярусов отвала с переносом на их площадки капитального съезда	Ограниченные размеры дна карьера
4. Отсыпка отвалов с перевалкой пород из временных отвалов, расположенных в контурах карьерного поля	Карьерное поле достаточно для размещения временных отвалов, преимущественно вытянутой формы
5. Отсыпка отвалов с многократной перевалкой пород внутри карьера	То же. Большая глубина карьера
6. Отсыпка отвала с перевалкой пород при выемке законтурных запасов	Ограниченные размеры дна карьера. Обеспечение движения транспорта по дну карьера
7. Отсыпка отвалов с сохранением транспортных связей между открытым и подземным рудниками	При комбинированной отработке месторождений

3.1. Отсыпка внутренних отвалов на наклонное основание

При отсыпке отвалов на наклонное основание, сложенное глинистыми неустойчивыми породами, недостатком является уменьшение запаса устойчивости наклонного основания в начальной стадии отсыпки, когда нагружается призма активного давления. С целью повышения безопасности работ отсыпку внутренних отвалов высокими ярусами осуществляют следующим образом (рис. 15) [16,17].

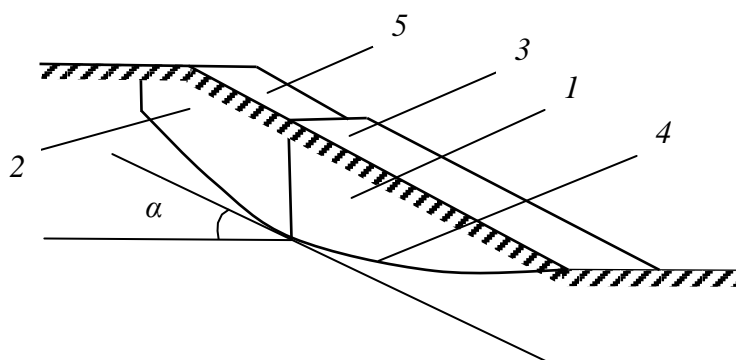


Рис. 15. Отсыпка внутреннего отвала на наклонное основание

Делят откос наклонного основания на призму упора *1* и призму активного давления *2*. Производят отсыпку ярусов отвала в две очереди.

В первую очередь отсыпают первый ярус отвала *3* на призму упора *1* до горизонта, на котором угол наклона α поверхности скольжения *4* равен углу внутреннего трения пород указанного основания по поверхности скольжения. То есть должно соблюдаться следующее условие:

$$\alpha = \varphi, \quad (7)$$

где α – угол наклона поверхности скольжения, град.; φ – угол внутреннего трения пород основания, град.

Затем отсыпают на призму активного давления второй ярус *5*. При отсыпке ярусов отвала второй очереди линию фронта отсыпки ярусов отвала располагают к линии простирания откоса под углом, величину которого определяют по формуле:

$$\beta \leq (90\varphi), \quad (6)$$

где β – угол, образованный линией простирания откоса наклонного основания и линией фронта отсыпки отвала, град., а движение фронта отсыпки отвала осуществляют параллельно простиранию откоса наклонного основания.

Приведенное техническое решение позволяет достичь максимального использования емкости отвала в выработанном пространстве карьера и повысить безопасность работ при отсыпке отвала за счет отсыпки яруса отвала на призму упора с опережением относительно отсыпки яруса отвала на призму активного давления.

3.2. Отсыпка отвалов в качестве пригрузки глинистых уступов скальными породами

При формировании нерабочего борта карьера в глинистых породах производят обработку приконтурной полосы послойно уступами с разделением каждого уступа на подуступы, поочередное доведение каждого подустапа до проектного контура, заоткоску подуступов на проектном контуре до проектного угла наклона в соответствии с требованиями длительной устойчивости откосов бортов карьера. При этом, чтобы заоткосить откос уступа под углом 30° , применяя, например, экскаватор ЭКГ-5, высоту подустапа принимают не более 3 м, а вскрышу глинистых пород транспортируют во внешние отвалы.

Недостатками схемы являются ее трудоемкость, малая производительность, большие затраты на выполнение работ. Недостатком является и то, что вероятность возникновения деформаций борта, несмотря на заоткоску, остается высокой, особенно при обводнении глинистых пород.

С целью исключения этих недостатков предлагается следующая схема формирования нерабочего борта [18].

На рис. 16 изображен разрез борта карьера соответственно с рабочими и нерабочими уступами.

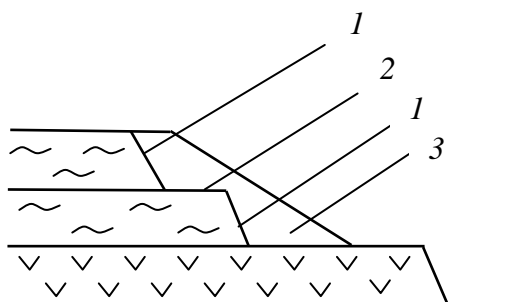


Рис. 16. Отсыпка отвалов в качестве пригрузки глинистых уступов скальными породами

При обработке горизонтов откосы 1 уступов у предельного контура карьера оставляют под рабочими углами. Между уступами смежных горизонтов оставляют берму 2 такой величины, чтобы запас устойчивости борта соответствовал требованиям к его кратковременной устойчивости. Затем отсыпают внутрен-

ний отвал скальных пород Z такого объема, чтобы запас устойчивости откоса борта карьера с внутренним отвалом соответствовал требованиям к долговременной устойчивости. Параметры берм и углов наклона борта карьера при кратковременной и длительной устойчивости определяют известными методами.

Предлагаемое техническое решение позволяет достичь технического результата, выраженного в снижении трудоемкости при формировании нерабочего борта карьера и повышении устойчивости откосов в рыхлых породах. Учитывая кратковременное стояние откоса в непригруженном состоянии (до отсыпки внутреннего отвала скальных пород), при определении его угла наклона можно принимать значение коэффициента запаса устойчивости равным 1,10-1,15.

Как для схемы отсыпки внутренних отвалов на наклонное основание, так и для схемы отсыпки отвалов в качестве пригрузки одним из элементов технологии является подготовка основания под отсыпку ярусов скальных пород.

С целью предупреждения деформаций нижней части внутреннего отвала в его основании должен быть предусмотрен сток грунтовых вод путем сооружения продольных и поперечных канав. Выемка в виде канавы с соответствующим продольным уклоном, засыпанная внутренним отвалом, служит закрытой дренажной канавой, защищенной от заливания и промерзания.

3.3. Отсыпка ярусов отвала с переносом на их площадки капитального съезда

На стадии завершения открытых горных работ появляется возможность выемки запасов руды, оставленных за проектным контуром карьера. С целью сохранения рентабельности добычи руды вскрышу отсыпают во внутренние отвалы.

Недостатком является то, что внутренние отвалы перекрывают спиральный капитальный съезд. В этой ситуации работы по отсыпке внутреннего отвала осуществляют следующим образом (рис. 17).

Законтурные запасы 1 обрабатывают послойно уступами сверху вниз. Рабочие площадки соединяют с транспортным съездом временными съездами. Руду транспортируют во внешние рудные отвалы, а породу – во внутренние отвалы. Первый ярус 2 внутреннего отвала отсыпают между дном 3 карьера и первым витком съезда 4. Затем на верхнюю площадку к верхней бровке первого яруса переносят съезд. На верхнюю площадку первого яруса отсыпают второй ярус 5 со второго витка съезда 6. Последовательность операций повторяется.

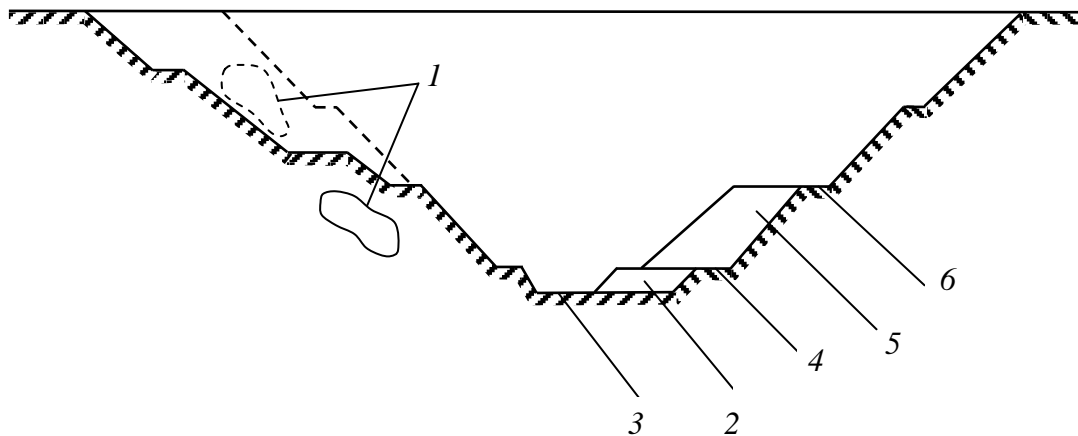


Рис. 17. Отсыпка ярусов отвала с переносом на их площадки капитального съезда

При данной схеме отсыпки внутренних отвалов функционирование капитального съезда продолжается до конца выемки законтурных запасов руды.

Особенностью схемы является различная высота ярусов, которая определяется в основном расстоянием между смежными витками спирального съезда.

При формировании отвалов из прочных пород на прочном основании основным видом их деформирования является просадка горизонтальных площадок вследствие уплотнения отвальной массы. Просадка сопровождается образованием трещин на площадках. Величина просадки зависит от гранулометрического состава отвальной массы, ее мощности, угла наклона основания. Зависимость величины просадки от высоты яруса и вида пород представлена в табл. 3.

Чтобы обеспечить достаточный фронт работ отвалообразования, применяется способ работы на систему подвижных отвалов, в которой должны постоянно находиться три участка по фронту отвала.

Один участок закрыт по критерию скорости деформаций. На нем происходит затухание возникших деформаций. После завершения процесса затухания деформаций отвал вновь приобретает устойчивость и может быть использован для отсыпки вскрыши.

Таблица 3

Зависимость величины просадки от высоты яруса

Вид пород	Высота, м			
	30	50	100	150
Преимущественно скальные породы	4	5	7	10
Преимущественно рыхлые породы	2	6	8	12

Следующий участок находится в эксплуатации.

Третий участок, который обрел устойчивое состояние после затухания деформаций, находится в резерве или готовности к эксплуатации. Когда емкость второго участка отвала заполняется до предела, и он становится неустойчивым, третий участок отвала принимает грузопоток вскрыши на себя. Тогда третий участок отвала становится рабочим, первый – готовится к работе, второй – отстаивается.

Таким образом, отвальный фронт все время остается постоянным. Эта схема позволяет обеспечить непрерывную и безопасную работу по отсыпке внутренних отвалов.

3.4. Отсыпка внутренних отвалов с перевалкой пород из временных отвалов, расположенных в контурах карьерного поля

При разработке месторождений вытянутой формы появляется возможность вести отработку с передовым карьером. Тогда внутреннее отвалообразование осуществляют по следующей схеме (рис. 18) [19].

Передовой карьер 1 обрабатывают в проектном контуре 2. Вскрышу отсыпают во временный отвал 3, который располагают на поверхности 4 в пределах проектного контура карьера. После развития горных работ по достижении дна карьера 5 производят отсыпку во внутренний отвал 6 текущей вскрыши и вскрыши, отсыпанной во временный отвал 3.

Таким образом, большая часть вскрыши отсыпается во внутренние отвалы.

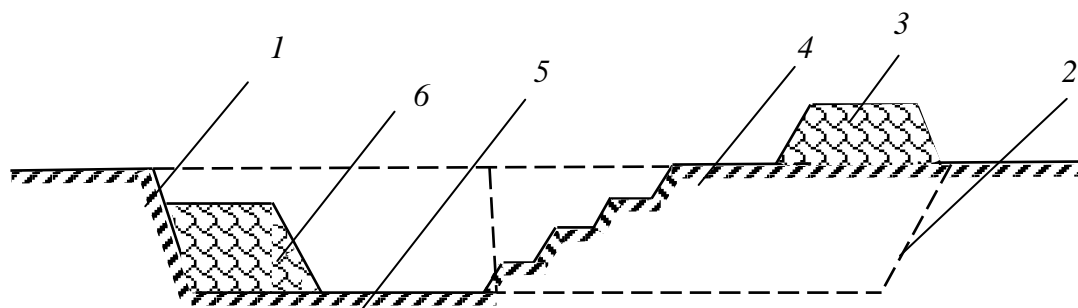


Рис. 18. Отсыпка внутреннего отвала с перевалкой пород из временного отвала, расположенного в контуре карьерного поля

3.5. Отсыпка внутренних отвалов с многократной перевалкой пород внутри карьера

При отработке глубоких горизонтов карьеров увеличивается стоимость вскрыши из-за постоянного роста дальности транспортирования. Для поддержания рентабельности добычи стараются перейти на внутреннее отвалообразование с многократной перевалкой вскрыши.

Сущность схемы отвалообразования заключается в следующем (рис. 19).

Дно карьера по длине делят на три равные зоны – подготовительных, отвальных и добычных работ, при этом по мере углубления карьера осуществляют поочередную смену указанных зон [20].

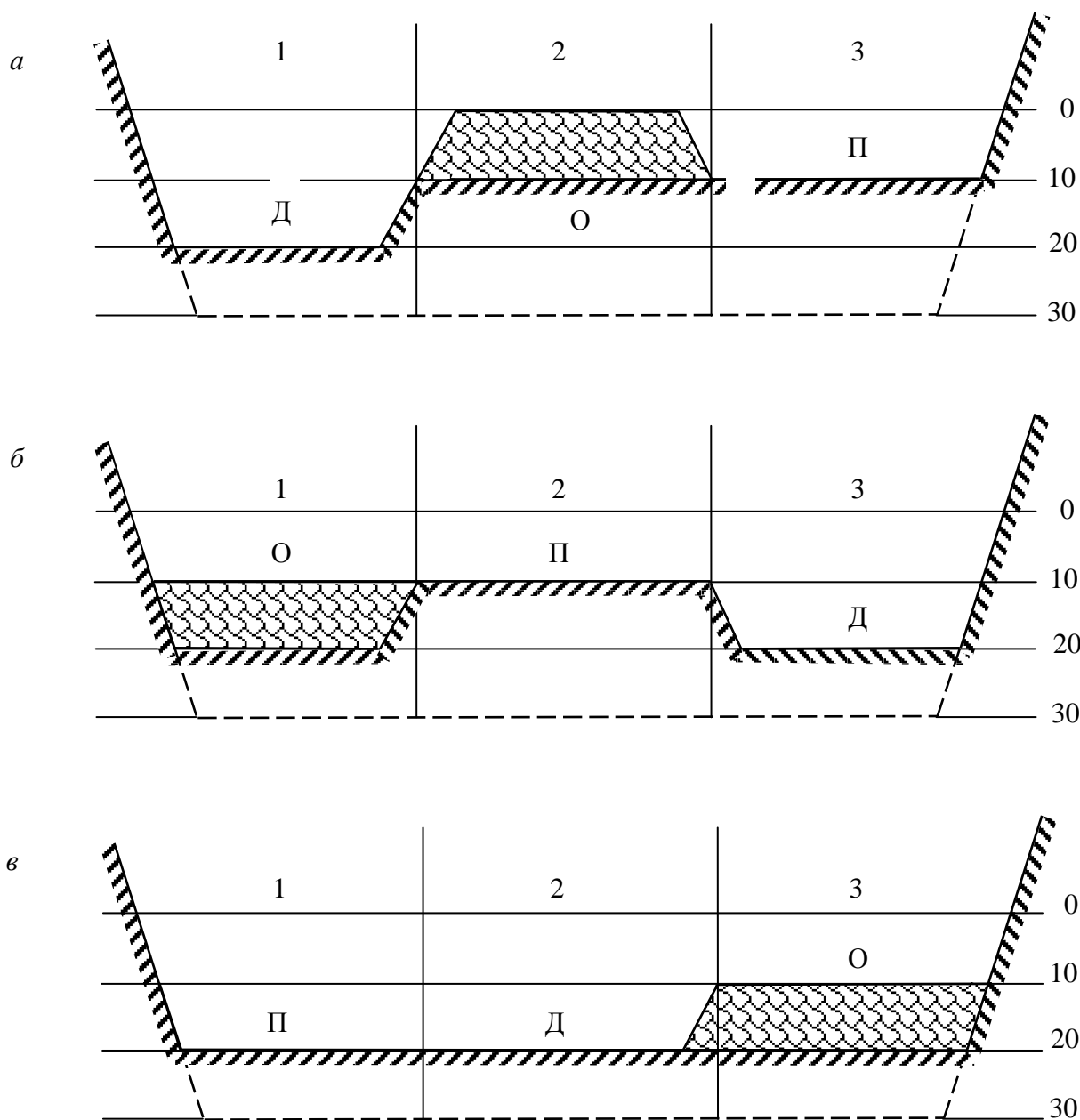


Рис. 19. Отсыпка внутреннего отвала с многократной перевалкой пород внутри карьера

На рис. 19, *a* в зоне 1 ведется добыча руды. В зоне 3 подготовительных работ ведутся вскрышные работы по подготовке руды к добыче. При этом вскрышу (или ее часть) из зон добычных и подготовительных работ перемещают в зону 2 отвальных работ, где ведется внутреннее отвалообразование. После отработки зоны добычных работ она переходит в зону отвальных работ (рис. 19, *б*). В то же время зона подготовительных работ переходит в зону добычных работ, а зона отвальных работ переходит в зону подготовительных работ. На рис. 19, *в* в зоне 1 ведутся подготовительные работы, в зоне 2 – добыч-

ные работы, а вскрыша из зон подготовительных и добычных работ перемещается в зону 3 отвальных работ.

При дальнейшем понижении горных работ изменение режимов горных работ в выделенных зонах производят аналогично.

Таким образом, по мере отработки глубоких горизонтов карьера осуществляется многократная перевалка вскрыши внутри карьера.

3.6. Отсыпка отвалов с перевалкой пород при выемке законтурных запасов

При круглой форме карьера и ограниченных размерах дна применять приведенную выше схему затруднительно. Однако если осуществляют выемку из бортов карьера законтурных запасов руды, как правило, при завершении открытых горных работ, возможно применение следующей схемы.

С целью увеличения объема внутренних отвалов и обеспечения движения транспорта по дну карьера на участке отвалообразования оставляют рудный целик.

Участки, содержащие законтурные запасы руды, отрабатывают последовательно. На рис. 20 представлено два участка руды, которые необходимо извлечь.

Вначале извлекаются запасы из участка 1 (рис. 20, а). Вскрышу отсыпают на откос участка 2 во временный внутренний отвал 3 с подвалкой рудного целика 4. Затем извлекают запасы руды из участка 2 (рис. 20, б). Вскрышу и внутренний отвал 3 перемещают в район первого участка в постоянный внутренний отвал 5, также с подвалкой рудного целика 4.

После этого перемещают часть б постоянного отвала 5 на откос участка 2 (рис. 20, в). Освобождают от подвалки рудный целик 4 и отрабатывают его.

Таким образом осуществляется перевалка вскрыши внутри карьера и увеличивается объем отсыпаемых внутренних отвалов.

При отсыпке внутренних отвалов согласно приведенным схемам значительно уменьшается расстояние и время транспортирования вскрышных пород,

высвобождается транспорт и обслуживающий персонал, улучшаются условия транспортирования вскрышных пород, хотя объемы транспортирования вскрыши увеличиваются. Все это позволяет значительно снизить материальные и трудовые затраты на транспортирование скальных пород при отработке глубоких горизонтов карьера, интенсифицировать горные работы и вместе с тем уменьшить площади внешних отвалов за счет размещения части вскрышных пород внутри карьера.

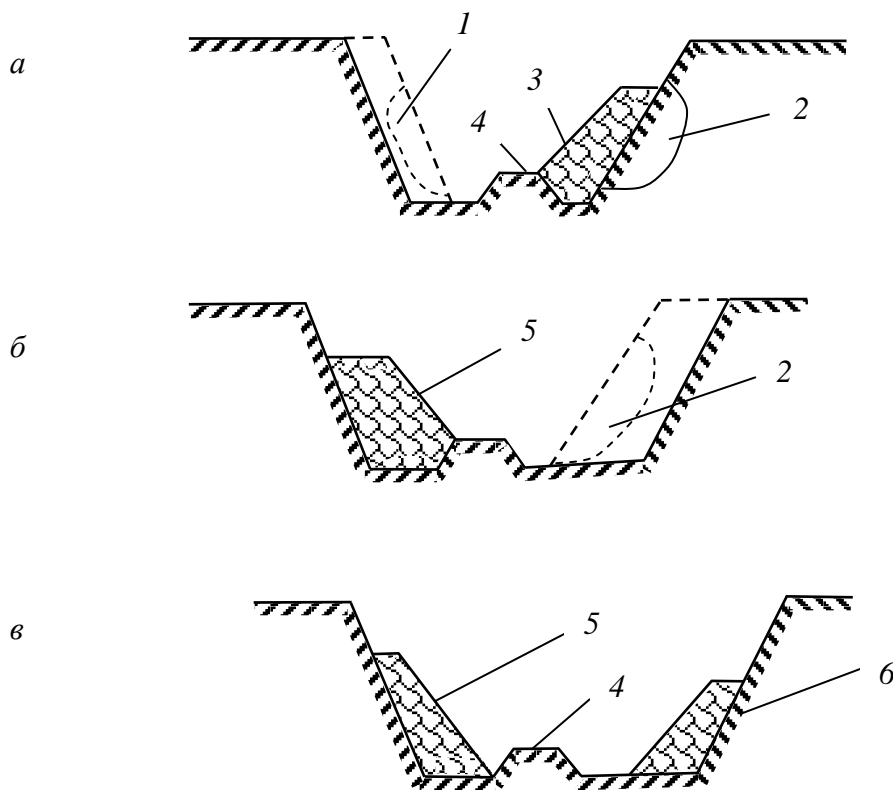


Рис. 20 – Отсыпка внутреннего отвала с перевалкой пород при выемке законтурных запасов

Ниже приведем сравнение затрат на отсыпку внешних отвалов и затрат на отсыпку внутренних отвалов с перевалкой пород.

Затраты на транспортировку вскрышных пород во внешние отвалы можно определить по следующей зависимости:

$$Z_1 = PL_1 \quad (9)$$

где Z_1 – затраты на транспортировку вскрышных пород во внешние отвалы, руб.; P – объем отсыпаемой в отвалы вскрыши, м³; L_1 – расстояние транспорти-

рования пород вскрыши во внешние отвалы, км; γ – плотность пород, т/м³; С – стоимость одного тонно-километра, руб.

Затраты на транспортирование вскрыши во внутренние отвалы:

$$Z_2 = \gamma P L_2 \quad (10)$$

где Z_2 – затраты на транспортировку вскрышных пород во внутренние отвалы, руб.; L_2 – расстояние транспортирования пород вскрыши во внутренние отвалы, км.

Затраты при перевалке внутренних отвалов:

$$Z_3 = P(L_3 \Theta), \quad (11)$$

где Z_3 – затраты при перевалке внутренних отвалов, руб.; L_3 – расстояние транспортировки пород вскрыши при перевалке, км; Θ – затраты на экскавацию вскрышных пород при перевалке, руб/м³.

Пример.

Исходные данные:

$P = 1000000$ м³; $L_1 = 6$ км; $L_2 = 2$ км; $L_3 = 1$ км; $\gamma = 2,7$ т/м³; $C = 3,0$ руб.; $\Theta = 7$ руб./м³.

Подставляя исходные данные в формулы (9), (10), (11), получим стоимость транспортирования пород в зависимости от схемы отвалообразования (табл. 4).

Таблица 4

Стоимость транспортирования пород вскрыши

Схема отсыпки отвалов	Стоимость транспортирования пород, млн руб.
Внешние	48,6
Внутренние	16,2
Перевалка внутренних отвалов	15,1
Внутренние с одной перевалкой	31,1
Внутренние с двумя перевалками	46,4

При заданных исходных данных схема отсыпки внутренних отвалов с двумя перевалками экономичнее по сравнению со схемой внешних отвалов.

3.7. Отсыпка отвалов с сохранением транспортных связей между открытым и подземным рудниками

При комбинированной разработке месторождений выработанное пространство карьера, как правило, соединяется с выработками подземного рудника посредством штолен, уклонов и т. п.

На карьерах, находящихся в стадии доработки, отсыпка внутренних отвалов усложняется из-за сохранения связи между подземными и открытыми работами, преимущественно из-за сохранения транспортных коммуникаций.

Это ограничивает приемную способность площади выработанного пространства карьера и, как следствие, ухудшает экономические показатели предприятия.

В этих горно-технических условиях поступают следующим образом [21]. На рис. 21 представлены: наклонный съезд *1*, внутренний отвал *2*, выработка по наклонному съезду *3*, борт карьера *4* и штольня *5*, соединяющая подземный рудник с открытым.

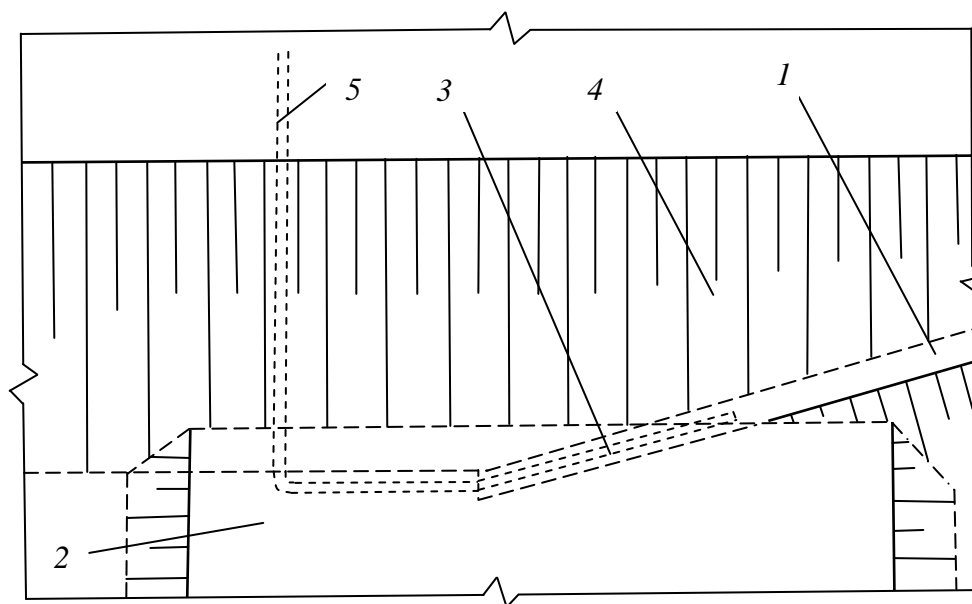


Рис. 21. Отсыпка отвалов с сохранением транспортных связей между открытым и подземным рудниками

В выработанном пространстве карьера *4* для сохранения транспортных коммуникаций между открытыми и подземными рудниками при отсыпке внутреннего отвала *2* на съезде *1* устанавливают рудничную крепь, образующую вы-

работку 3, например СВП-29, соединяют с подземной горной выработкой 5 и засыпают внутренним отвалом 2.

Применение этой схемы позволяет существенным образом улучшить технико-экономические показатели открытого рудника за счет увеличения объемов отсыпаемых внутренних отвалов.

Формирование внутренних отвалов обычно производится по схеме: экскаватор – автосамосвал – бульдозер. Из-за неблагоприятных условий работы (отсутствие площадок, тупиковые забои и т. п.) скорость отсыпки внутренних отвалов медленная. Поэтому, при производстве работ рекомендуется использовать колесные погрузчики. Современные карьерные погрузчики успешно конкурируют с карьерными экскаваторами, что обусловлено следующим:

- высокой скоростью передвижения;
- небольшими габаритами и большой маневренностью;
- незначительной зависимостью от высоты забоя, что создает условия для применения их при небольшой высоте забоя;
- универсальностью применения в связи с возможностью качественной зачистки подошвы забоя, подъездных дорог, уборки негабаритов.

Все это создает преимущества по сравнению с существующими способами, особенно когда использование погрузчиков предусмотрено для всех видов работ по выемке, транспортированию и складированию пород в отвал без применения другого оборудования (экскаваторов, транспортных средств, бульдозеров).

Технология отсыпки внутренних отвалов требует применения нетрадиционных схем отвалообразования в зависимости от конкретной горнотехнической и инженерно-геологической обстановки.

Критерием экономической целесообразности применения схем внутреннего отвалообразования является экономия затрат на добычу полезного ископаемого.

Применение внутреннего отвалообразования на карьерах не только сокращает затраты на добычу полезного ископаемого, но и уменьшает степень загрязнения окружающей среды, увеличивает коэффициент запаса на участках отсыпки внутренних отвалов.

4. УВЕЛИЧЕНИЕ ШИРИНЫ БЕРМ НА КАРЬЕРАХ

Задача увеличения ширины берм на карьерах возникает ввиду многочисленных причин. К ним можно отнести: обрушение берм, полное или частичное; реконструкция борта карьера; выемка законтурных запасов руды, когда необходимо создать рабочую площадку? достаточную для размещения транспортных машин и оборудования; внедрение более производительного, но при этом более габаритного технологического оборудования и автотранспорта. Решение этой задачи производят путем изменения контура нерабочего борта карьера, строительства искусственных берм или замены вала безопасности на ограждающие конструкции.

Однако любое изменение профиля уступа или участка борта ведет к изменению их коэффициента запаса устойчивости. Поэтому перед проектной проработкой изменения профиля борта карьера необходимо проводить дополнительные исследования, на основе которых можно определить оптимальные углы наклона откосов уступов и участков бортов.

Особое внимание при этом необходимо уделять наличию природных поверхностей ослабления (дизъюнктивных нарушений, тектонических трещин большого протяжения, слабых контактов пород и т. п.), которые частично или полностью могут представлять собой поверхность скольжения. При реконструкции борта карьера приходится строить сложные профили (ступенчатые, ломано-выпуклые, ломано-вогнутые) в зависимости от условий залегания и морфологии обрабатываемых рудных тел. Поэтому оценку устойчивости уступов выполняют методом алгебраического сложения сил или методом многоугольника сил.

В зависимости от горнотехнических и горно-геологических условий на карьерах применяют различные варианты расширения берм.

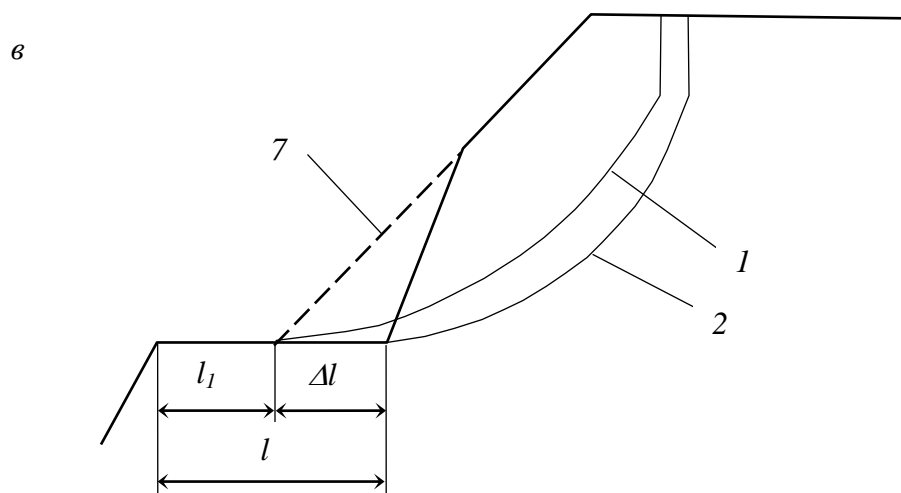
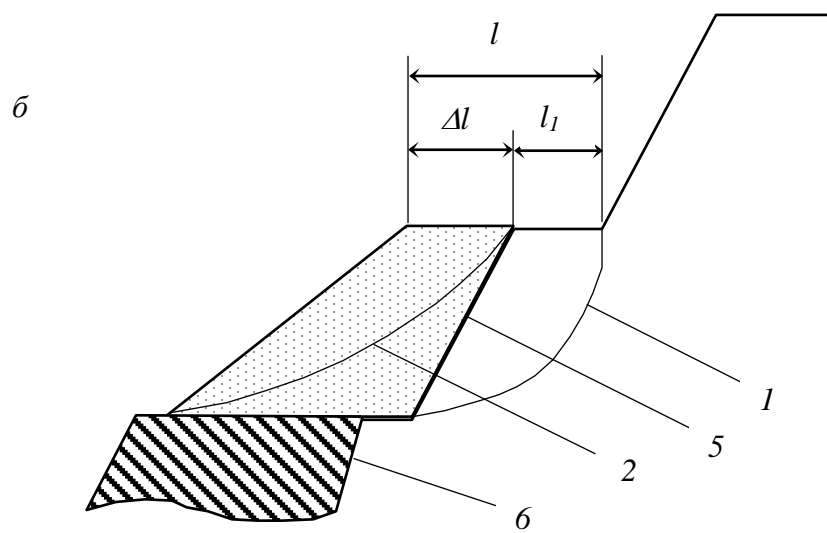
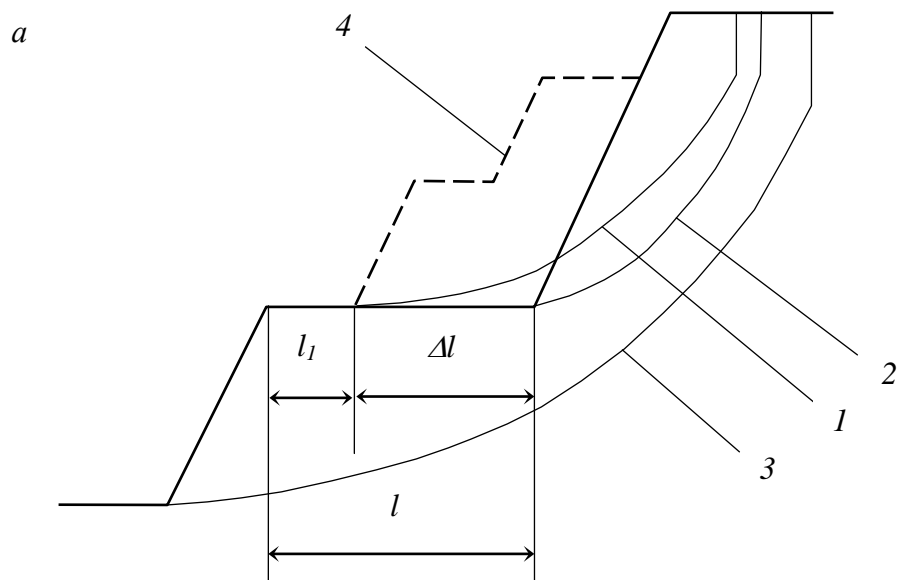


Рис. 22. Схемы расширения берм:
 1, 2, 3 – поверхности скольжения; 4 – обрабатываемые уступы; 5 – внутренний отвал;
 6 – рудный целик; 7 – обрабатываемая часть уступа

На рис. 22, *а* представлен вариант расширения бермы за счет полной или частичной отработки вышележащих уступов. Применение этого варианта возможно при следующих условиях:

- высота вышележащих уступов позволяет соединить их в один сдвоенный или строенный уступ;
- имеется возможность сократить ширину берм уступов вышележащего участка;
- имеется возможность увеличить угол наклона откосов вышележащего участка.

Профиль участка борта карьера имеет ступенчатый профиль, поэтому оценка устойчивости уступов выполняется отдельно: оценка до сработки уступов (поверхность 1), после отработки уступов (поверхность 2), оценка верхнего и нижнего уступов (поверхность 3).

Недостаток этого варианта в том, что рабочие площадки при сработке вышележащих уступов узкие, поэтому применяют легкие буровые станки, взрывы породы на сброс на нижние горизонты, а для зачистки рабочих площадок колесные погрузчики.

Этот вариант расширения берм применяется в основном для выемки законтурных запасов руд.

На рис. 22, *б* показан вариант расширения берм за счет отсыпки внутреннего отвала пустых пород, размещаемого на рудном целике.

Вариант применяется для восстановления деформированных транспортных берм и локализации деформаций. Оценку устойчивости уступа выполняют до и после отсыпки отвала (поверхности 1, 2). Недостатком этого варианта является перевод активных запасов руды в неактивные, планируемые к добыче подземным способом или в безвозвратные потери.

Отсыпка отвала выполняется обычно по технологии, принятой на карьере.

На рис. 22, *в* показан вариант расширения бермы за счет отработки нижней части вышележащего уступа. Этот вариант применяется, когда уступы сложены крепкими крупноблочными породами, а коэффициент запаса устойчи-

вости вышележащего уступа значительно выше требуемого. Оценку устойчивости выполняют по двум поверхностям скольжения 1 и 2. Профиль откоса уступа – выпуклый, поэтому здесь необходимо применять схемы расчета предельных очертаний откосов выпуклого профиля, разработанные институтом ВНИМИ [22]. Способ применяют при незначительных деформациях берм.

Из рис. 22 видно, что величина расширенной бермы составит:

$$l = l_1 + \Delta l, \quad (12)$$

где l_1 – существующая ширина бермы, м; Δl – приращение бермы за счет расширения, м.

Для расширения транспортных и предохранительных берм на карьерах сооружают также подпорные стенки, на основе которых создают искусственные бермы. Конструкции подпорных стенок различны, однако основные их элементы и технология сооружения, как правило, сохраняются.

Строительство искусственных берм производят в следующей последовательности (рис. 23). На нижележащей берме бурят скважины, в которые цементируются анкеры 1, на них устанавливаются трубы 2, их нижние части заливаются цементным раствором 3. К трубам крепятся горизонтальные и наклонные растяжки 4, 5 и анкерами крепятся к откосу. Между стойками укладывается затяжка 6 из шпал или круглого леса. Пространство между затяжкой и откосом засыпается щебнем 7. Здесь необходимо учитывать, что угол наклона плоскости сползания породного клина в подпорной стенке к горизонтальной плоскости равен [23]

$$\theta = 45 - \frac{\varphi}{2}, \quad (13)$$

где φ – угол внутреннего трения, град.

Поэтому, чем выше значение φ , тем меньше давление на подпорную стенку.

Когда площадку для бурового станка соорудить затруднительно, вертикальные скважины под анкеры стоек бурят станком, размещенным на специальном полке, или меняют конструкцию подпорной стенки.

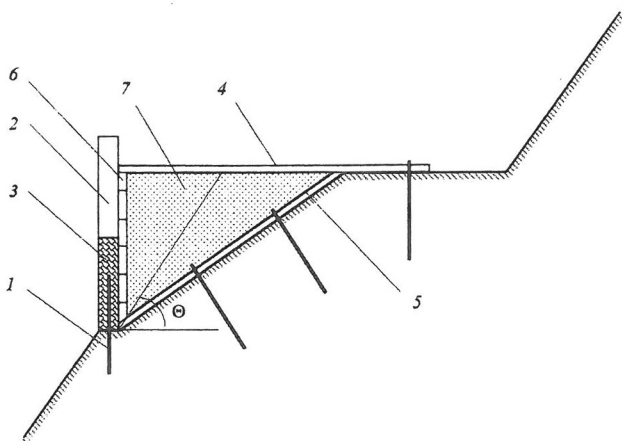


Рис. 23. Искусственная берма

Сущность измененной конструкции состоит в том, что на откосе крепят анкерами башмак (рис. 24), состоящий из пластины 1, трубы 2 и растяжки 3. В трубы башмаков устанавливают стойки 4 подпорной стенки.

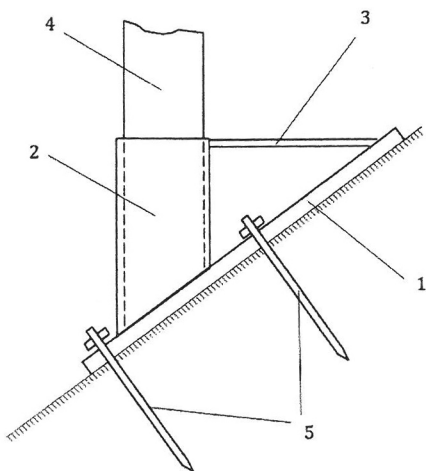


Рис. 24. Башмак для крепления подпорной стенки

Шпурсы под анкеры бурят ручным перфоратором с подмостей или подвесной люльки. Остальные элементы и технология строительства подпорной стенки такие же, как и в варианте, приведенном выше.

Схемы сооружения искусственных берм представлены в четырех вариантах на рис. 25, где видно, что подпорные стенки расположены в верхней части уступа, поэтому его устойчивость после строительства стенки будет уменьшена, так как вес призмы активного давления увеличится. Поэтому должна выполняться оценка устойчивости нижележащего уступа. Если подпорная стенка сооружается на нижележащей берме или на откосе уступа (рис. 25, а, 25, б) верх стенки должен быть на уровне восстанавливаемой бермы.

Приращение бермы создают за счет засыпки щебнем пространства между стенкой и откосом уступа. На рис. 25, в подпорная стенка сооружается на расширяемой берме. В продольном направлении стенки создают восходящий и нисходящий уклоны. Приращение бермы создают за счет засыпки вышележащего уступа. На рис. 25, г искусственная берма сооружается после отработки верхней части уступа. Этот прием позволяет уменьшить высоту подпорной стенки, а следовательно, ее стоимость. Здесь высота вышележащего уступа увеличивается, поэтому оценка устойчивости выполняется для нижележащего и вышележащего уступов.

Для строительства искусственных берм обычно используются следующие материалы: металлические трубы, уголок, швеллер, круглое железо, круглый лес, шпалы, щебень, цемент.

Область применения приведенных способов расширения берм это преимущественно восстановление деформированных транспортных берм [23].

К достоинствам этих способов можно отнести большую надежность обеспечения функционирования транспортных и предохранительных берм на весь требуемый период их эксплуатации, сравнительно простую технологию работ, небольшой срок исполнения, преимущественное использование имеющегося на предприятии оборудования и местных материалов.

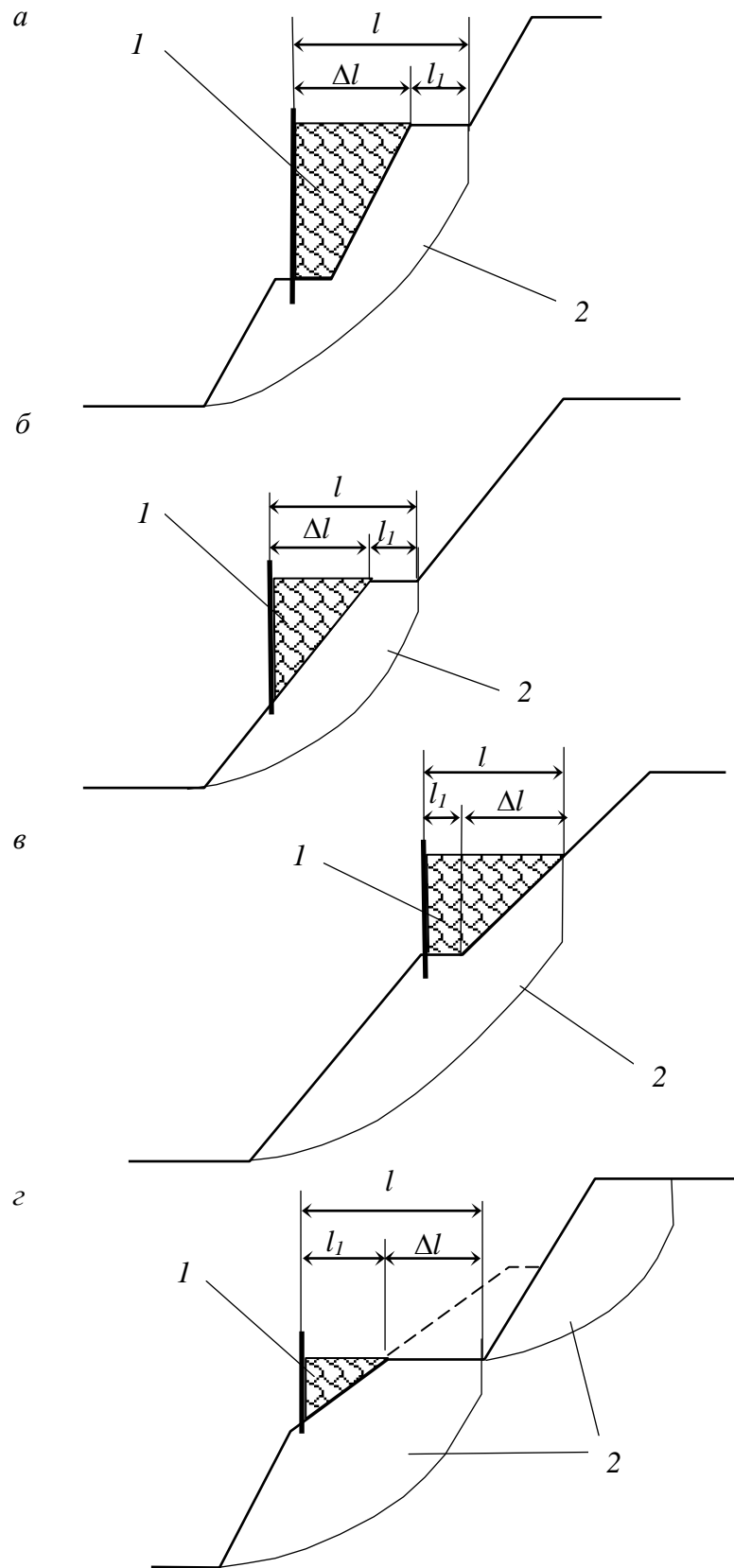


Рис. 25. Расположение подпорных стенок:
 а – на нижележащей берме; б – на откосе уступа; в – на расширяемой берме;
 г – на откосе уступа после сработки его верхней части;
 1 – подпорная стенка; 2 – поверхности скольжения.

Наиболее распространенный на карьерах способ ограждения дорог – удерживающий породный вал. Согласно [24] проезжая часть дороги внутри контура карьера должна быть ограждена от призмы возможного обрушения породным валом или защитной стенкой. Высота породного вала принимается не менее половины диаметра колеса самого большого по грузоподъемности эксплуатируемого на карьере автомобиля. Вертикальная ось, проведенная через вершину породного вала, должна располагаться вне призмы возможного обрушения. Расстояние от внутренней бровки породного вала (защитной стенки) до проезжей части должно быть не менее половины диаметра колеса автомобиля максимальной грузоподъемности, эксплуатируемого в карьере.

Достоинством этого способа являются простота сооружения породного вала и малая его стоимость. Недостатком является большая ширина основания породного вала, которая входит одной из составляющих общей ширины бермы. Например, при высоте вала 1,5 м ширина основания вала составляет 4,0 м. Поэтому при необходимости увеличить ширину бермы производят замену породного вала на защитные стенки с шириной основания 1-1,5 м.

Таким образом, выбор оптимального способа расширения берм на карьерах зависит, в первую очередь, от горнотехнических и инженерно-геологических условий участка борта карьера и должен быть обоснован исследованиями по оценке устойчивости уступов на участках бортов карьеров и экономическими расчетами.

5. ОСУШЕНИЕ ПРИБОРТОВОГО МАССИВА

Одним из основных факторов, снижающих устойчивость уступов и бортов карьеров, является их обводнение поверхностными и подземными водами.

Мероприятия по организации внутрикарьерного стока должны предотвратить свободное стекание вод по откосам уступов и бортов карьера. Несоблюдение этого требования приводит к развитию различных деформаций, начиная с размыва откосов и кончая оползнями уступов набухающих глинистых пород. Кроме того, стекающая вода, скапливаясь на площадках добычных уступов и в их основании, дополнительно увлажняет полезное ископаемое.

Мероприятия по регулированию поверхностного стока включают устройство нагорных и водоспускных канав, планировку территории вокруг карьера (с приданием поверхности уклона в сторону нагорных канав). На откосах уступов через каждые 200-300 м необходимо предусматривать ливнестоки.

Ниже остановимся на способах, снижающих обводненность уступов и бортов карьеров.

Деформации уступов от перенасыщения водой наиболее часто встречаются на карьерах, борта и уступы которых сложены глинистыми породами. В этих условиях используют следующий способ. При постановке уступов в предельное положение горизонтальные предохранительные бермы заменяются наклонными, с уклоном 0,03-0,04. Это вызвано тем, что на горизонтальных бермах такой уклон продольной канавы берм создать трудно. Поперечный уклон не менее 0,02. Продольный уклон берм переменный, подъем чередуется со спуском. В местах перехода спуска бермы в подъем, а также в местах интенсивного выхода источников воды из откосов создаются устройства в виде закрытых поперечных канав для перепуска воды на нижние горизонты. Уклон поперечных канав не менее 0,03. На откосе в месте сброса воды создается каменная наброска в виде отсыпанной призмы дробленых скальных пород. Вода, перепущенная на нижележащий горизонт по наклонным бермам и поперечным

канавам, направляется в водосборники и поступает в систему карьерного водоотлива.

На карьерах, борта и уступы которых сложены скальными породами, наибольшее распространение получил способ постановки уступов в предельное положение с предварительным щелеобразованием (подробно в разделе 2 настоящей работы). При этом интервал времени между взрывом скважинных зарядов отрезной щели и отработкой приконтурной ленты при заоткоске уступов составляет от нескольких дней до года и более.

Анализ обрушений уступов, сложенных скальными трещиноватыми породами, показывает, что срок существования отрезной щели и срок существования уступа до возникновения деформаций имеют зависимость гиперболического вида с точкой перегиба, находящейся в интервале времени существования отрезной щели, равным 1,5-3 месяцам. Если этот срок составляет более указанного времени, то вероятность обрушений уступов резко возрастает, и они происходят практически в момент отработки приконтурной ленты, то есть во время постановки уступа в предельное положение. Если этот срок составляет менее 1,5-3 месяцев, то количество обрушений сокращается в 2-3 раза.

Это объясняется тем, что отрезная щель является аккумулятором атмосферных, технологических и грунтовых вод, которые увлажняют прибортовой массив и снижают прочностные характеристики по контактам трещин, особенно заполненных глиноподобным материалом.

С целью исключения негативного влияния подземных, паводковых и технических вод на устойчивость уступов рекомендуются следующие мероприятия:

- сокращение интервала времени между взрыванием скважинных зарядов отрезной щели и отработкой приконтурной ленты до 1,5-3 месяцев;
- дренаж отрезной щели поперечными дренажными щелями или слабо-наклонными (3-5 градусов) дренажными скважинами;
- гидроизоляция отрезной щели глинистым материалом;
- отказ от практики создания отрезной щели в период, предшествующий весеннему и осеннему паводкам, а также непосредственно во время их;

– во время паводков замена способа постановки уступов в предельное положение с предварительным щелеобразованием на способ гладкого взрыва-
ния.

Внедрение перечисленных мероприятий позволяет существенно сократить деформации уступов.

6. КРИТЕРИИ УСТОЙЧИВОСТИ БОРТОВ КАРЬЕРОВ

Выемка законтурных руд, как правило, связана с уменьшением коэффициента запаса устойчивости бортов карьеров. Поэтому с целью исключения деформаций откосов и потери плановой прибыли проект выемки законтурных запасов должен содержать оценку устойчивости участка борта в тесной увязке с экономическими расчетами.

Конечным результатом оценки устойчивости бортов карьеров является коэффициент запаса устойчивости. Определение его абсолютного значения является сложной задачей, а получаемые значения имеют чрезвычайно малую достоверность, что объясняется большим количеством малоизученных факторов, которые необходимо учесть в расчетах.

Однако методики [22, 25], по которым производится оценка устойчивости откосов, зачастую устанавливают или даже нормируют необходимый коэффициент запаса без должного обоснования. Интуитивно найденные и подтвержденные практикой строительства и эксплуатации карьеров основные положения упомянутых методик до настоящего времени остаются без математического обоснования и без привязки к экономическим показателям конкретного предприятия.

Теоретическому исследованию вопроса о коэффициенте запаса устойчивости бортов карьеров посвящено много работ. Однако единого мнения о его структуре и численном значении до настоящего времени нет. Это объясняется следующими положениями.

Проектировщикам сооружений, машин и механизмов с высокой точностью известны механические характеристики материала, который они применяют, а с более низкой – нагрузки, которые будут действовать в период эксплуатации. При оценке устойчивости бортов карьеров решается обратная задача. С высокой точностью известны нагрузки, которые могут возникнуть в борту карьера, а механические характеристики слагающих его пород известны приближенно.

Как ни парадоксально, в период проектирования и строительства бортов карьеров исходные данные для расчетов их устойчивости известны весьма приближенно, а наиболее полная информация о них накапливается только лишь в период завершения работ в карьере.

Проектировщик вынужден увеличивать запас устойчивости, зная, что информация, на которой основываются расчеты, содержит большие погрешности, страхуя свое незнание об исходных данных. Но и тогда, когда необходимо разместить на борту карьера ответственные сооружения, запас устойчивости увеличивают.

Однако такой коэффициент не характеризует устойчивого состояния откоса. Другими словами, если борт запроектирован с большим запасом устойчивости, это не означает, что он обладает высокой надежностью, и наоборот, со сравнительно малым запасом может быть заложена высокая надежность устойчивого состояния откоса. Следовательно, коэффициент запаса не может однозначно характеризовать степень устойчивости откоса без участия других критериев.

Среди многих специалистов горного дела существует неправильное мнение о коэффициенте запаса устойчивости как о средстве, полностью гарантирующем от любых деформаций бортов, что, очевидно, связано с неправильными представлениями о физической сущности рассматриваемого явления. Приведем известный пример. При проектировании людского шахтного подъема коэффициент запаса принимается равным 10. Но даже и здесь вероятность обрыва каната существует и составляет 10^{-7} . Дальнейшее увеличение прочности каната становится экономически нецелесообразно. Для ликвидации последствий при возможном обрыве каната применяются парашютные и клетулавливающие устройства.

Здесь необходимо отметить, что обеспечение абсолютной безопасности, а следовательно, нулевого риска в сложных системах, подверженных влиянию вероятностных факторов, невозможно. Исследования в институте ИПКОН РАН [26] позволили сформулировать новую концепцию безопасности сложного

производства – концепция «приемлемого риска», согласно которой вопросы экономики и безопасности должны быть увязаны в одном анализе. Для этого используется количественный показатель риска, который отражает вероятность конкретной опасности и возможный ущерб.

За последнее время сложилось несколько направлений по обоснованию и применению коэффициента запаса устойчивости. Эти направления различны как по физической сущности представления коэффициента запаса устойчивости, так и по методике учета его в расчетах устойчивости бортов карьеров.

Первое направление. Коэффициент запаса устойчивости обосновывается в зависимости от ошибок исходных данных, входящих в расчеты, и вводится в механические характеристики пород. Общий коэффициент запаса устойчивости определяется через величины частных коэффициентов [22]. Этот подход к назначению коэффициента запаса устойчивости нашел широкое применение. Однако применение в расчетах так называемых «нормативных» величин запаса устойчивости привело к механическому использованию рекомендаций без какого-либо их обоснования. В результате чего сугубо приближенный характер расчетов приводит либо к деформациям бортов, либо к неоправданной выемке десятков миллионов кубических метров вскрышных пород.

Второе направление. Часть исследователей предлагает формировать общий запас устойчивости из ряда его дискретных значений по действующей поверхности скольжения [27].

Это направление не получило широкого распространения на практике. Вопрос о формировании общего запаса устойчивости из ряда дискретных коэффициентов остается дискуссионным и тесно связан с представлениями о механизме разрушения откосов.

Третье направление. Его отличительная особенность – предложение некоторых исследователей вводить коэффициент запаса устойчивости непосредственно в параметры (высоту, угол наклона, величину заложения и т. п.) откоса [28].

Такая трактовка расходится с положениями теории предельного равновесия, вносит путаницу в терминологию и общепринятые понятия. Запас устойчивости должен обеспечить устойчивость определенного объема породных масс откоса, а не отдельную линейную или угловую величину, оторванную от кинематики разрушения. Поэтому такой подход к определению запаса устойчивости в принципе неправилен и не получил распространения.

Четвертое направление. За последнее время появились работы, в которых коэффициент запаса обосновывается вероятностными методами [29, 30, 31, 32].

Это направление появилось из-за настоятельной необходимости дать для оценки устойчивости откоса такой критерий, который характеризовал бы надежность устойчивого состояния последнего, так как коэффициент запаса эту функцию не выполняет.

Противники этого направления видят основной недостаток в том, что использовать закон больших чисел, применяя теорию вероятностей и математическую статистику, возможно тогда, когда конструкция серийна, выпускается в массовом количестве, работает в одних и тех же условиях.

Между тем В. В. Болотин [33] полагает, что необязательно связывать вероятностные суждения со статическим истолкованием вероятности и с законом больших чисел. Вероятность можно трактовать как некоторую объективную меру возможности наступления события. Эта мера сохраняет свой смысл независимо оттого, является это событие многократно воспроизводимым или нет. Силы, действующие на конструкцию, как правило, допускают многократное воспроизведение, или развертывают свои вероятностные свойства во времени. Механические свойства материалов могут быть изучены исчерпывающим образом. На основе этих положений В. В. Болотин делает вывод о том, что поведение уникального сооружения в конечном счете определяется случайными факторами массового характера, для каждого из них допускается статистическое толкование вероятности и закон больших чисел.

Анализ и обобщение известных работ позволили разработать следующую методику по обоснованию коэффициента устойчивости бортов карьеров, в основе которой лежит три критерия: необходимый коэффициент запаса устойчивости, фактический коэффициент запаса устойчивости, риск разрушения борта карьера [15].

Фактический коэффициент запаса устойчивости определяют по формуле (14) сравнением удерживающих и сдвигающих сил.

$$n_3 = \frac{\sum N}{\sum T}, \quad (14)$$

где $\sum N$ и $\sum T$ – удерживающие и сдвигающие усилия соответственно.

Необходимый коэффициент запаса устойчивости определяют путем учета ошибок исходной инженерно-геологической информации и коэффициента надежности:

$$n_H = 1 + \tau m, \quad (15)$$

где n_H – необходимый коэффициент запаса устойчивости; τ – коэффициент надежности; m – общая ошибка исходной инженерно-геологической информации.

При этом должно соблюдаться условие:

$$n_H \geq n_3. \quad (16)$$

Общую ошибку исходных данных определяют по формуле:

$$m = \sqrt{m_k^2 + m_p^2 + m_r^2 + m_{ГГ}^2}, \quad (17)$$

где m_k – ошибка определения сцепления пород; m_p – ошибка определения угла внутреннего трения; m_r – ошибка определения пространственного положения поверхностей ослабления в массиве; $m_{ГГ}$ – ошибка определения геологических и гидрогеологических условий.

Коэффициент надежности определяют как функцию категории борта и срока стояния борта (табл. 5, 6, 7):

$$\tau = ab, \quad (18)$$

где a – коэффициент, учитывающий категорию борта; b – коэффициент, учитывающий продолжительность стояния борта.

Таблица 5

Категории бортов карьеров

Категория	Объекты
Первая	Нерабочий борт карьера, на котором расположены стволы шахт, конвейеры, подземные горные выработки, капитальные съезды и другие капитальные сооружения на прибортовой поверхности
Вторая	Нерабочий борт карьера, на котором нет капитальных сооружений
Третья	Рабочий борт карьера

Таблица 6

Рекомендуемые значения коэффициента a

Категория борта	Инженерно-геологические условия		
	Простые	Сложные	Весьма сложные
Первая	1,2	1,4	1,6
Вторая	1,1	1,2	1,4
Третья	1,0	1,1	1,2

Таблица 7

Рекомендуемые значения коэффициента b

Продолжительность стояния борта, годы	Инженерно-геологические условия		
	Простые	Сложные	Весьма сложные
до 5	1,00	1,05	1,10
5-20	1,05	1,10	1,15
20 и более	1,10	1,15	1,20

В средневзвешенные характеристики (сцепление и угол внутреннего трения) вводят необходимый коэффициент запаса устойчивости и определяют расчетные характеристики:

$$K_n = \frac{K_{cp}}{n_H}, \quad (19)$$

где K_n , K_{cp} – расчетное и средневзвешенное сцепление соответственно;

$$tg\rho_n = \frac{tg\rho_{cp}}{n_H}, \quad (20)$$

где ρ_n , ρ_{cp} – расчетный и средневзвешенный углы внутреннего трения соответственно.

В дальнейшем параметры откосов рассчитывают известными методами по расчетным характеристикам.

По коэффициенту надежности определяют риск разрушения откоса.

Величину коэффициента надежности приравнивают к n -кратной средней ошибке исходных данных. По табл. «вероятность получения ошибки между нулем и n -кратной ошибкой», составленной на основе интеграла вероятностей [34], определяют доверительную вероятность устойчивого состояния борта карьера.

Таблица 8

Вероятность получения ошибки между нулем и n -кратной средней ошибкой

Доверительная вероятность	0,68	0,73	0,77	0,81	0,84	0,87	0,89	0,91	0,93
Коэффициент надежности	1	1,1	1,2	1,3	1,4	1,5	1,6	1,7	1,8

Определяют численное значение риска по формуле:

$$R = A(1 - W), \quad (21)$$

где R – риск разрушения борта карьера; W – доверительная вероятность устойчивого состояния борта карьера; A – коэффициент, учитывающий только положительные значения общей ошибки исходных данных, $A = 0,5$.

Однако найденная по приведенной методике величина риска не связана с экономическими показателями предприятия.

Выемка законтурных запасов руды должна производиться при условии

$$\sum Z = C, \quad (22)$$

где $\sum Z$ – суммарные затраты на выемку законтурных запасов руды; C – стоимость добытой руды.

Затраты на вскрышу (выполаживание борта):

$$Z_B = V_B C_B, \quad (23)$$

где V_B – объем вскрышных работ, m^3 ; C_B – стоимость вскрыши, руб/ m^3 .

Затраты на ликвидацию вероятного оползня:

$$Z_o = V_o C_B \cdot 2 + Z_{kc}, \quad (24)$$

где V_o – объем дополнительной вскрыши, м³; 2 – коэффициент удорожания вскрыши при ликвидации оползня; Z_{kc} – затраты на восстановление капитально-го съезда и других сооружений.

Затраты на ликвидацию вероятного оползня с учетом риска составят

$$Z_{op} = Z_o R. \quad (25)$$

Суммарные затраты на вскрышу и затраты на ликвидацию вероятного оползня с учетом риска составят

$$\sum Z = Z_B + Z_{op} \rightarrow \min. \quad (26)$$

Минимум суммарной функции определит область оптимальных значений углов наклона борта и значений риска, связанных с экономикой предприятия.

В качестве примера приведем результаты определения суммарных затрат при оценке устойчивости участка карьера «Юбилейного» [35] (табл. 9).

Таблица 9

Результаты определения суммарных затрат

Угол борта карьера, град.	Коэффициент запаса устойчивости	Риск, %	Затраты, руб.		
			На выполаживание борта	На ликвидацию оползня	Сумма затрат
35	1,25	20,0	30 600	61 200	91 800
30	1,40	9,0	52 200	27 540	79 740
25	1,60	2,0	88 200	6 120	94 320
20	1,90	0,15	135 200	459	135 659
15	2,40	0,02	210 800	61	210 861

Повариантное определение суммарных затрат позволяет по их минимуму определить оптимальный угол борта на участке выемки запасов законтурных руд. В приведенном примере оптимальный угол наклона борта карьера составляет 30°.

Следовательно, при составлении проекта на выемку законтурных запасов руд обоснование должно производиться сравнением суммарных затрат на

вскрышные работы при выколаживании бортов карьера и затрат на ликвидацию оползневых явлений.

Таким образом, для объективной оценки устойчивости бортов карьера необходимо привлекать три критерия: необходимый коэффициент запаса устойчивости, зависящий от ошибки исходных данных, вводимых в расчет; фактический коэффициент запаса устойчивости, зависящий от отношения удерживающих сил к сдвигающим и от величины необходимого коэффициента запаса устойчивости; риск разрушения откоса, зависящего от величины фактического коэффициента запаса устойчивости и ошибки исходных данных.

Экономическим критерием при выборе оптимальных значений углов наклона бортов карьера является минимум суммарной функции затрат, включающей затраты на выколаживание угла наклона борта карьера и затраты на ликвидацию деформаций борта. Экономический критерий зависит от угла наклона борта карьера и величины риска.

Следует остановиться на величине приемлемого риска. Как отмечалось выше, методика института ВНИМИ рекомендует однократный учет ошибки исходных данных. Нетрудно определить по приведенным формулам величину риска разрушения откоса, который в этом случае равен 16%. Очевидно, что это значение риска соответствует верхнему пределу. С этим значением риска проектировались и проектируются в настоящее время карьеры. Нижний предел риска необходимо устанавливать, привлекая экономические критерии, в зависимости от стоимости расположенных на борту инженерных сооружений и затрат на ликвидацию деформаций.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В настоящее время доработаны или дорабатываются карьеры на многих меднорудных месторождениях и осуществляется переход от открытого способа разработки на подземный. С целью увеличения рентабельности предприятий разрабатываются и внедряются способы выемки законтурных руд. Выемка законтурных запасов позволяет получить дополнительную прибыль за счет продления сроков деятельности рудников с развитой инфраструктурой и использования основных фондов.

Для сохранения в устойчивом состоянии бортов карьеров при выемке законтурных запасов руды необходимо применять нестандартные схемы открытых и подземных работ.

Оценку устойчивости уступов и бортов карьера на участках выемки законтурных руд рекомендуется проводить по методике, включающей три критерия:

- коэффициент запаса устойчивости откоса, учитывающий отношение удерживающих и сдвигающих сил;
- необходимый коэффициент запаса устойчивости, учитывающий ошибки исходных данных, полученных при изучении инженерно-геологических условий месторождения;
- риск разрушения откоса, отражающий меру надежности устойчивого состояния откоса.

Экономическим критерием при определении оптимальных углов наклона бортов является минимум суммарных затрат, включающий затраты на вскрышные работы и затраты на ликвидацию вероятного оползня с учетом риска.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

- 1 Каплунов Д. Р., Калмыков В. Н., Рыльникова М. В. Комбинированная геотехнология. М., «Руда и металлы», 2003. 560 с.
- 2 Рыльникова М. В., Блюм Е. А. Имитационное моделирование горно-технических систем при проектировании комбинированной геотехнологии. – Горный журнал №4, 2005 г., с. 47-50.
- 3 Способ разработки крутопадающих месторождений при отработке глубоких горизонтов карьера./ Зобнин В. И., Чижов Е. А., Лукичев В. Г., Иванов Ю. С./ Открытия и изобретения. [Бюл.] – 2002 - №23 (Патент РФ № 2187648).
- 4 Способ разработки крутопадающих месторождений при отработке глубоких горизонтов карьера./ Зобнин В. И., Чижов Е. А., Лукичев В. Г./ Открытия и изобретения. [Бюл.] – 2003 - №8 (Патент РФ № 2200841).
- 5 Способ выемки законтурных запасов полезного ископаемого под дном карьера и в его бортах./ Зобнин В. И., Чижов Е. А., Лукичев В. Г., Светлаков А. А./ Открытия и изобретения. [Бюл.] – 2002 - №22 (Патент РФ № 2186984).
- 6 Способ доработки карьеров, преимущественно штокообразных залежей./ Шпарь А. Г., Разживин В. М., Бро С. М. и др./ Открытия и изобретения. [Бюл.] – 1987 - №32 (А.С. СССР № 1333771).
- 7 Способ комбинированной разработки полезных ископаемых в прибортовой зоне карьера./ Зобнин В. И., Лукичев В. Г., Чижов Е. А./ Открытия и изобретения. [Бюл.] – 2004 - №30 (Патент РФ № 2239061).
- 8 Способ комбинированной разработки месторождений полезных ископаемых в приконтурной зоне карьера./ Зобнин В. И., Лукичев В. Г., Светлаков А. А./ Открытия и изобретения. [Бюл.] – 2002 - №23 (Патент РФ № 2187643).
- 9 Способ комбинированной разработки полезных ископаемых в приконтурной зоне карьера./ Цыгалов М. Н., Галиакперов Н. А., Имангалиев

- А. И., Калмыков В. Н., Демин С. Б./ Открытия и изобретения. [Бюл.] – 1985- №32 (А.С. СССР № 1176077).
- 10 *Способ* комбинированной разработки полезных ископаемых в приконтурной зоне карьера./ Цыгалов М. Н., Галиакперов Н. А., Имангалиев А. И., Калмыков В. Н., Рьльникова М. В./ Открытия и изобретения. [Бюл.] – 1985- № 32 (А.С. СССР № 1176078).
 - 11 *Способ* щелевого водопонижения на карьерах./ Зобнин В. И., Чижев Е. А., Лукичев В. Г./ Открытия и изобретения [Бюл.] – 2002 № 23 (Патент РФ № 2187649).
 - 12 *Способ* заоткоски уступов./ Попов В. Н., Несмеянов Б. В., Городничев В. Н. и др./ Открытия и изобретения [Бюл.] – 1989 № 10. (Авторское свидетельство СССР № 1465572).
 - 13 *Способ* создания отрезной щели при формировании откосов уступов в карьерах./ Зобнин В. И., Лукичев В. Г., Светлаков А. А./ Открытия и изобретения [Бюл.] – 2002 № 22 (Патент РФ № 2186983).
 - 14 *Способ* разработки горных пород при расконсервации карьера./ Зобнин В. И., Чижев Е. А., Боровков В. Ф. и др./ Открытия и изобретения [Бюл.] – 2002 № 3 (Патент РФ № 2192544).
 - 15 *Временные* методические указания по управлению устойчивостью бортов карьеров цветной металлургии. Минмет СССР, М., 1989.
 - 16 *Способ* отвалообразования на наклонное основание/ Зобнин В. И., Лукичев В. Г., Чижев Е. А./ Открытия и изобретения [Бюл.] – 2003.-№24 (Патент РФ № 2211333).
 - 17 *Способ* формирования нагорных отвалов/ Ахметов М. Х., Зобнин В. И., Печин В. Ф., Замотаев А. Н., Перейма В. Н./ Открытия и изобретения [Бюл.] – 1986 - №28 (А.С. СССР № 1247537).
 - 18 *Способ* формирования нерабочего борта карьера в глинистых породах./ Зобнин В. И., Лукичев В. Г., Чижев Е. А./ Открытия и изобретения [Бюл.] – 2003.-№19 (Патент РФ № 2208163).

35. *Способ* открытой разработки крутопадающих месторождений/ Михайлов А. М., Кучма Н. Д., Кумченко Н. Н., Сербин Ю. Г./ Открытия и изобретения [Бюл.] – 1991.-№47 (А.С. СССР № 1700246).
36. *Способ* разработки крутопадающих месторождений при отработке глубоких горизонтов карьера/ Бызов В. Ф., Романенко В. Н./ Открытия и изобретения [Бюл.] – 1982 - №39 (А.С. СССР № 968402).
37. *Способ* комбинированной разработки месторождений полезных ископаемых/ Зобнин В. И., Чижов Е. А./ Открытия и изобретения [Бюл.] – 2004.-№29 (Патент РФ № 2238407).
38. *Правила* обеспечения устойчивости бортов на угольных разрезах. – СПб.: ВНИМИ, 1998.
39. *Зобнин В. И., Голубко Б. П., Туринцев Ю. И.* Опыт возведения породной пригрузки и подпорных стенок при укреплении откосов карьеров. Цветная металлургия № 10, 1974.
40. *Единые правила* безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом. – СПб.: Издательство ДЕАН, 2003.
41. *Методические указания* по определению углов наклона бортов, откосов уступов и отвалов строящихся и эксплуатируемых карьеров. Л. ВНИМИ. 1972. с. 13 – 14.
42. *Викторов С. Д., Иофис М. А., Одинцев В. Н.* Разрушение массива горных пород и риск техногенных катастроф. Горный журнал. №4, 2005. с. 30 – 35.
43. *Ильин А. И., Будков В. П.* К вопросу оценки степени устойчивости уступов, бортов карьеров. Сб. трудов ВИОГЕМ – Белгород, 1970. Вып. 12, с. 84-95.
44. *Попов И. И., Окатов Р. П.* Борьба с оползнями на карьерах. – М. Недра. 1980 – с. 117-122.
45. *Звонарев Н. К.* Методика обоснования величины коэффициента запаса устойчивости бортов карьеров. Сб. трудов ВНИМИ. – Л. 1964 – №52 – с. 258 – 266.

- 30 *Зобнин В. И.* Оценка риска, зависящего от достоверности исходных данных при проектировании бортов карьеров. Известия Вузов. Горный журнал. – 1981 – №9. с. 28 – 31.
- 31 *Половов Б. Д.* Вероятностный расчет устойчивости откосов. Сб. трудов Института горного дела МЧМ СССР. Свердловск. 1987. – №83. – с. 22 – 27.
- 32 *Несмеянов Б. В., Твердов А. А.* Учет риска обрушения в расчетах устойчивости бортов карьеров. Маркшейдерский вестник. №2 – 2006. с. 32 – 34.
- 33 *Болотин В. В.* Строительная механика. – М.: Стройиздат, 1972. – 99 с.
- 34 *Романов В. А.* Теория ошибок и способ наименьших квадратов. М. Углетехиздат. 1952. с. 361.
- 35 *Зобнин В. И., Палютина Е. Н.* Учет фактора риска при оценке устойчивости бортов карьеров. Известия Вузов. Горный журнал. – 2007 - № 7, с. 10 – 17.

Владислав Иванович Зобнин
Павел Викторович Кольцов
Юрий Станиславович Иванов

**ВЫЕМКА ЗАКОНТУРНЫХ ЗАПАСОВ
РУДЫ НА КАРЬЕРАХ**

Подписано в печать 19.11.2012 г.
Бумага писчая. Формат 60 x 84 1/16
Печать офсетная. Гарнитура Times New Roman.
Печ. л. 3,0. Уч.-изд. л. 4,25. Тираж 300. Заказ 3683

Издательство УГГУ
620144, Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30
Отпечатано с оригинал-макета
в типографии ООО «Издательство УМЦ УПИ»
г. Екатеринбург, ул. Гагарина, 35а, оф. 2
Тел.: (343) 362-91-16, 362-91-17

Сведения о замеченных опечатках

Стр.	Строка	Напечатано	Следует читать
32	9 снизу	$\beta \leq (90 - \varphi) (6)$	$\beta \leq (90 - \varphi) (8)$
34	10 снизу	от заливания	от заиливания
41	Таблица 4. 4 строка сверху	31,1	31,4
44	5 сверху	площадку?	площадку
47	7 снизу	$\theta = 45 - \varphi/2$	$\theta = 45 + \varphi/2$
61	6 снизу	$\sum 3 < C$	$\sum 3 \leq C$