

УДК 622.272: 622. 224

**РАЦИОНАЛЬНАЯ КОНСТРУКЦИЯ ТРАНШЕЙНОГО ДНИЩА
ДЛЯ ВЫПУСКА РУДЫ ПРИ ОТРАБОТКЕ ПЕРЕХОДНОЙ ЗОНЫ
ПОДЗЕМНОГО РУДНИКА “УДАЧНЫЙ”**

И. В. Соколов, А. А. Смирнов, Ю. Г. Антипин, К. В. Барановский

*Институт горного дела УрО РАН, E-mail: geotech@igduran.ru,
ул. Мамина-Сибиряка, 58, 620219, г. Екатеринбург, Россия*

Совместная отработка оставшихся прибортовых запасов карьера и основных подкарьерных запасов верхнего этажа предопределяет необходимость интенсивного выпуска значительных объемов руды на днище ограниченной площади и обеспечение его устойчивости на весь период отработки этажа. В условиях применения самоходных погрузочно-доставочных машин (ПДМ) выбрана траншейная конструкция днища с двухсторонним шахматным расположением погрузочных заездов. Определены показатели извлечения руды при данной конструкции днища.

Выпуск руды, траншейное днище, выпускные выработки

Переходная зона от открытых (ОГР) к подземным (ПГР) горным работам в условиях рудника “Удачный” представлена совместно обрабатываемыми оставшимися прибортовыми запасами карьера и основными подкарьерными запасами верхнего этажа [1]. В качестве основной системы разработки принято этажное принудительное обрушение с одностадийной выемкой и отбойкой в зажатой среде. Анализ применения различных конструкций днищ блоков и способов их поддержания в устойчивом состоянии показал, что наиболее рациональным и перспективным для систем разработки с массовым обрушением при использовании на выпуске и доставке самоходной техники является применение траншейной конструкции днища [2 – 7].

При разработке подкарьерных запасов системами с массовым обрушением руды необходимым элементом является обеспечение изоляции подземного очистного пространства. Это обусловлено предотвращением попадания холодного воздуха в подземные выработки, что может не только снизить температуру рудничной атмосферы до неприемлемых значений, но и нарушить нормальный режим вентиляции. В условиях отработки трубки “Удачная” при субвертикальном падении рудных тел изоляция подземных работ технологически наиболее просто осуществляется созданием предохранительного слоя (“подушки”) из отбитой и не выпускаемой руды, или из раздробленных пустых пород.

Работа выполнена при финансовой поддержке Министерства образования и науки Российской Федерации в рамках проекта “Создание комплексной экологически безопасной инновационной технологии добычи и переработки алмазных руд в условиях Крайнего Севера”, выполняемого с участием АК “Алроса” (ОАО) и ФГАУ ВПО “Северо-Восточный федеральный университет им. М. К. Амосова” и программы Президиума РАН № 27 в рамках конкурсного проекта 12-П-5-109 УрО РАН.

Предохранительная подушка наряду с изоляцией подземного пространства должна обеспечивать и безопасность горных работ в случае внезапного обрушения вышележащих бортов карьера. Вследствие этого толщина предохранительной подушки должна определяться по действию динамического удара обрушивающихся пород бортов карьера, действию образующейся при этом ударной воздушной волны, предотвращению аэродинамических связей подземных работ с поверхностью и термоизоляции подземных горных работ.

Необходимая по обеспечению безопасности подземных горных работ толщина подушки показана в табл. 1 [8]. Толщина подушки возрастает с глубиной горных работ.

ТАБЛИЦА 1. Необходимая толщина предохранительной подушки

Фактор, определяющий необходимую толщину подушки	Горизонт выпуска, м			
	–365	–465	–565	–665
Действие удара обрушившихся пород	17	23	26	28
Действие воздушной волны при обрушении пород	25	40	55	55
Предотвращение прямых аэродинамических связей подземных выработок с карьерным пространством	30	45	50	55
Термоизоляция подземных горных работ	30	30	30	30
Принятая толщина подушки	30	45	55	55

Над Восточным рудным телом (ВРТ) будет формироваться рудная предохранительная подушка толщиной 30 м — в центральной части из отбитых и не выпущенных запасов подэтажа –320/–365 м, в прибортовой части из отбитых запасов подэтажа –260/–320 м. Над Западным рудным телом (ЗРТ) в соответствии с планом развития горных работ дно карьера будет засыпано породами вскрыши в объеме 2400 тыс. м³, что с учетом коэффициента разрыхления составляет 3800 тыс. м³. Необходимый объем предохранительной подушки по ЗРТ с учетом того, что часть ее объема занимают рудные хребты днищ блоков, составляет 1295 тыс. м³. Однако породный навал перекрывает только 65% площади рудного тела, что предопределяет частичное оставление балансовых запасов ЗРТ во временно неактивных запасах предохранительной подушки. Требуемый объем предохранительной подушки в этаже –290/–365 м представлен в табл. 2.

ТАБЛИЦА 2. Объем предохранительной подушки в этаже –290/–365 м

Показатель	ЗРТ породная подушка	ВРТ рудная подушка	Всего
Горизонтальная площадь рудных тел, тыс. м ²	60	51	111
Высота подушки, м	30	30	30
Объем подушки без рудных хребтов, тыс. м ³	1785	1530	3315
Объем подушки с учетом рудных хребтов, тыс. м ³	1295	1110	2405
Плотность руды, т/м ³	2.6	2.6	2.6
Коэффициент разрыхления руды в подушке	1.6	1.6	1.6
Балансовые запасы руды, вовлекаемые в подушку, тыс. т	434	1804	2238

При доработке карьера выше его дна (отм. –320 м) остаются прибортовые целики. Технологическим регламентом ИГД УрО РАН обоснована целесообразность отработки этих целиков совместно с основными запасами верхнего этажа рудника. Для этого на отметке –320 м подго-

тавливается буро-доставочный горизонт, что позволяет осуществить опережающее (по отношению к основным запасам этажа –260/–365 м) обрушение и частичную выемку прибортовых целиков выше гор. –320 м системой подэтажного обрушения с торцовым выпуском руды (рис. 1). Отработка основного подэтажа –320/–365 м производится системой этажного принудительного обрушения (рис. 2).

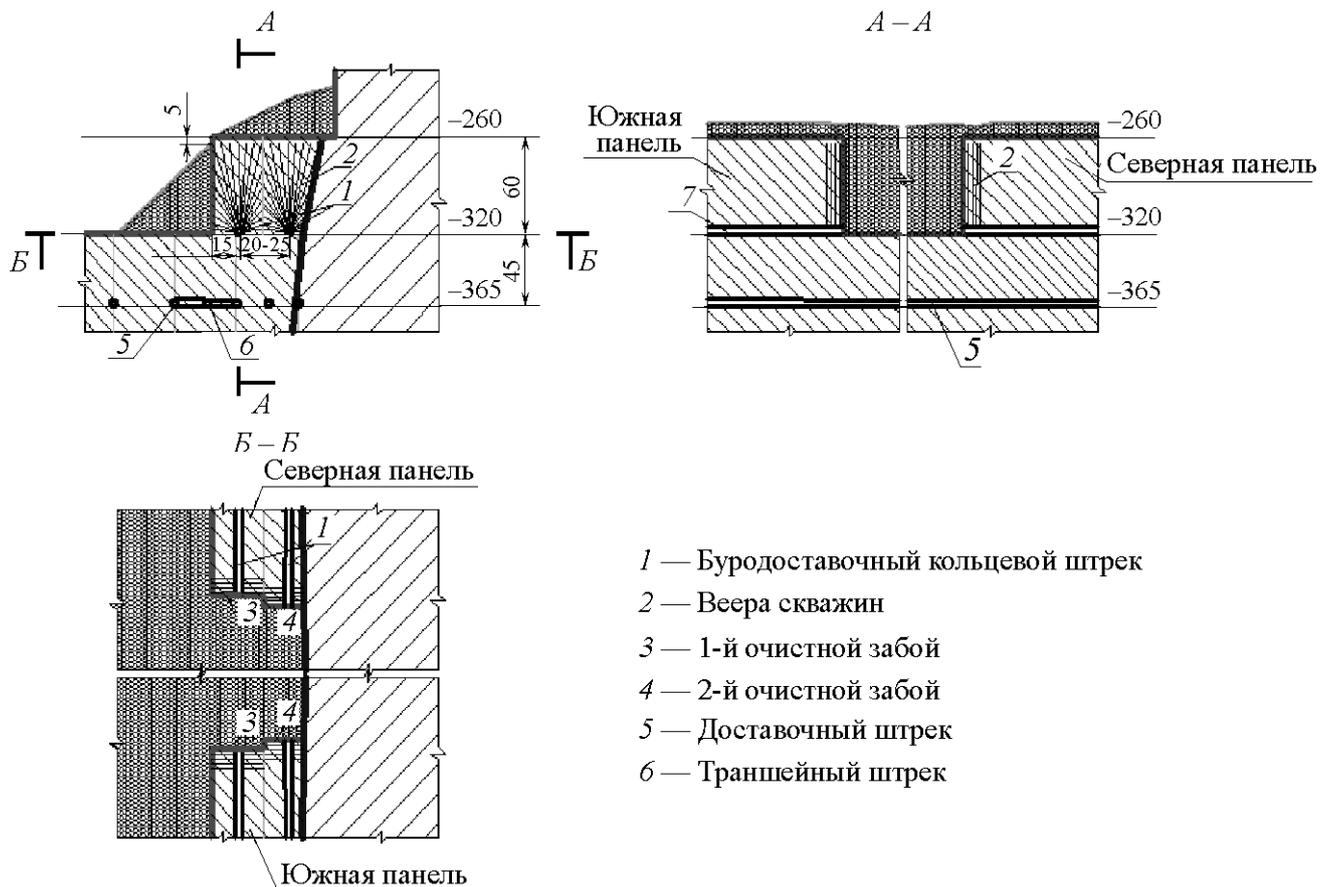


Рис. 1. Отработка подэтажа –260/–320 м системой подэтажного обрушения

По горизонту –320 м ВРТ проходятся сдвоенные кольцевые штреки, из которых производится обруивание прибортовых целиков вертикальными восходящими веерами скважин. Отрезной камерой подэтаж –260/–320 м разделяется на две панели. Выемка руды в панели осуществляется подэтажом высотой 60 м двумя очистными забоями путем послышной отбойки рудного массива и последующим торцовым выпуском отбитой руды самоходными погрузо-доставочными машинами (ПДМ). Отбитая руда ПДМ доставляется до рудоспусков, перепускается на гор. –380 м, по которому автосамосвалами транспортируется к стволу.

Особенность отработки подэтажа –260/–320 м в том, что при очистной выемке выпускается около 30% запасов прибортовых целиков. Остальные запасы целиков выпускаются совместно с запасами нижнего подэтажа на площадное днище гор. –365 м.

Рудные тела в подэтаже –320/–365 м разделяются на панели шириной 40 м, расположенные по простиранию. По границам панелей проходятся доставочные штреки, а между ними по центру панелей — траншейные штреки. Из доставочных штреков панелей проходят погрузочные заезды, сбивая их с траншейным штреком в шахматном порядке. Порядок отработки подэтажа –320/–365 м ВРТ следующий.

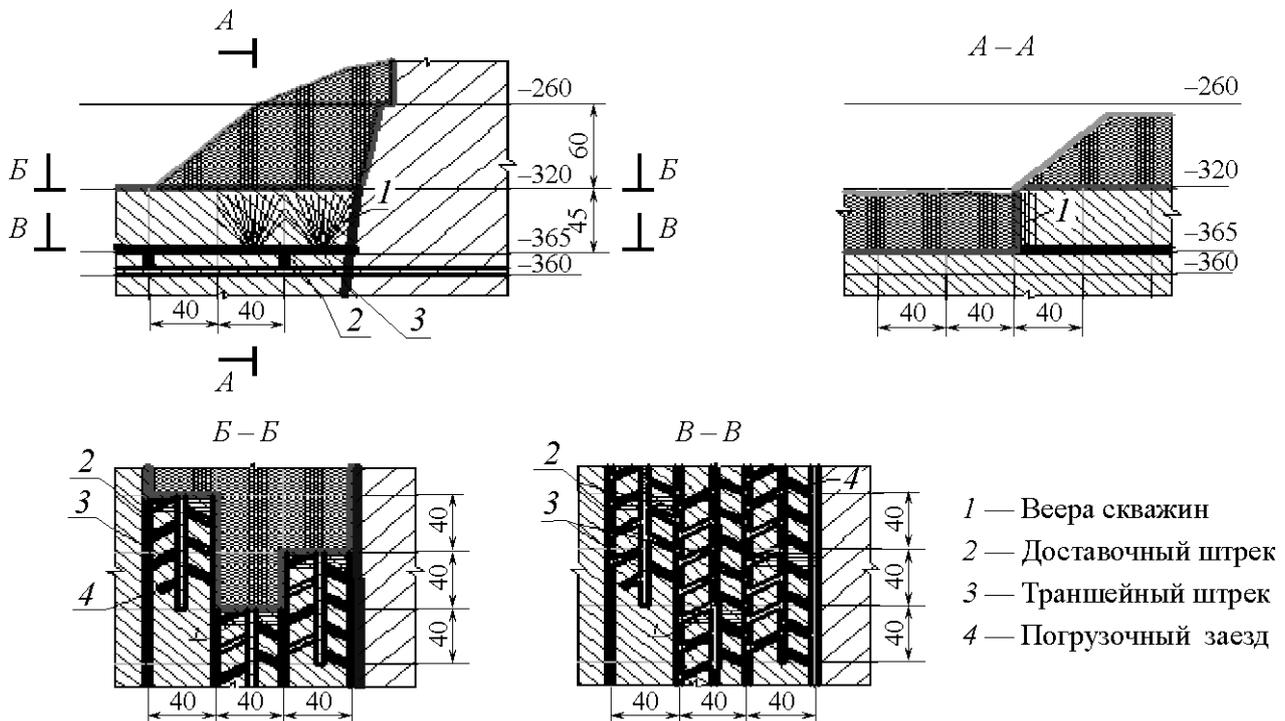


Рис. 2. Совместная отработка подэтажей $-260/-320$ м и $-320/-365$ м

В блоке 1 панели 5–6 на границе рудного тела образуется вертикальная отрезная щель. На нее по простиранию производится посекционная отбойка и выемка запасов первого блока. После обрушения запасов первого добычного блока аналогичным способом начинается отработка панели 6–7, а затем и панели 4–5. При полном развитии очистных работ в подэтаже $-320/-365$ м в одновременной работе должны находиться три–четыре смежных панели. По мере их отработки подготавливаются и нарезаются последующие панели.

Очистные работы в ЗРТ развиваются так же, как и в ВРТ, начиная с отработки подэтажа $-260/-320$ м системой подэтажного обрушения, и постепенным подключением добычных панелей гор. -365 м. Отбойка руды при ведении очистных работ производится секциями толщины 6–12 м взрывом зарядов вертикальных вееров скважин, буримых из траншейных штреков. Выпуск отбитой руды ведется из погрузочных заездов ПДМ. После отбойки секции необходимо выпустить 25–30% отбитых запасов, после чего возможен взрыв очередной секции на оставшуюся отбитую руду. Выпуск руды производится в соответствии с планограммой выпуска таким образом, чтобы толщина предохранительной подушки в любой момент была не менее 35 м от почвы горизонта выпуска.

Компактное строение двух рудных тел трубки “Удачная” и субвертикальное их падение обеспечивают достаточно благоприятные условия разработки. В рассматриваемых условиях при системах с обрушением допустимо временное оставление на верхних горизонтах запасов руды, которые по мере опускания горных работ обрушаются вниз и извлекаются на последующих этапах разработки. Практически исключаются конструктивные потери и потери отбитой руды в днище блока — они являются временно неактивными запасами, которые будут извлечены при отработке нижележащих этажей. Однако увеличение временно неактивных, но подготовленных запасов нерационально, поэтому для своевременного достижения проектной мощности рудника “Удачный” необходимо обеспечить максимально полную выемку запасов переходной зоны.

Другим требованием является обеспечение высокой интенсивности выпуска руды на гор. –365 м, что достигается применением мощных высокопроизводительных машин. Запроектировано применение электрических ПДМ *LH514E (TORO-1400) (Sandvik, Финляндия)* грузоподъемностью 14 т и емкостью ковша 7 м^3 , что предопределяет большое сечение (около 20 м^2) выработок горизонта выпуска.

Вследствие этого для рудника “Удачный” актуальна задача обеспечения устойчивости выработок выпуска на весь период отработки этажа, особенно в связи с относительно невысокой прочностью руды (коэффициент крепости по М. М. Протодяконову от 4 до 8) и большой высотой выпускаемого слоя (до 110 м). Запасы горной массы на одно выпускное отверстие зависят для траншейного днища от расстояния между погрузочными заездами. Зависимость объема выпускаемой на одну точку выпуска руды от расстояния между погрузочными заездами показана на рис. 3.

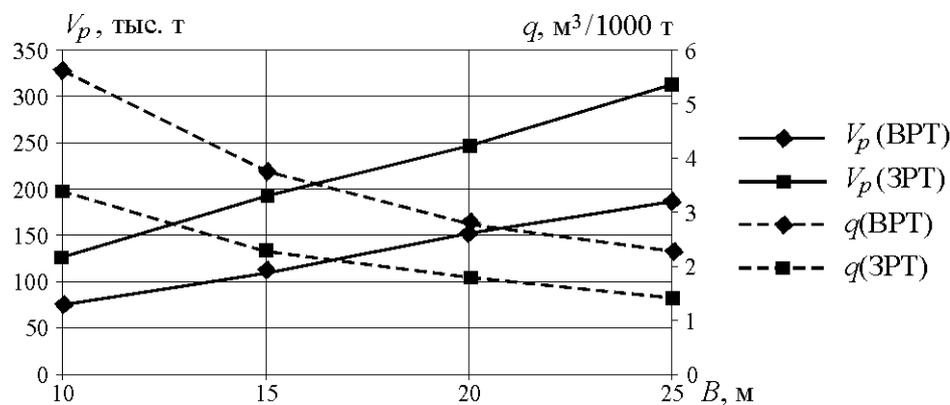


Рис. 3. Зависимости объема выпускаемой руды V_p и изменение удельного объема подготовительно-нарезных работ q от расстояния между погрузочными заездами B

Нагрузки на днище зависят от формы, площади и объемов отбиваемых участков массива [9], и изменяются в процессе выпуска [10]. В соответствии с [9] давление, создаваемое весом обрушенной руды и пород, заполняющих выработанное пространство, является одним из главных факторов, обуславливающих разрушение выработок днища. Вместе с тем, исследования [10] показывают, что при выпуске руды происходит перераспределение давления на днище. Над выпускным отверстием, из которого проводится выпуск, образуется зона разрыхления, в результате чего давление в этой зоне снижается. Размер зоны связан с размерами фигуры выпуска и обычно находится в пределах 10–20 м. За пределами зоны разрыхления давление на днище увеличивается на 30–40% от первоначального. Максимальное давление на днище блока в процессе выпуска зависит от размеров блока, интенсивности и порядка выпуска руды. При прочих равных условиях максимальное давление возрастает с увеличением ширины блока и его горизонтальной площади. Большое влияние на величину горного давления оказывают величина дозы выпуска и интенсивность выпуска. С увеличением дозы выпуска возрастают как минимальное, так и максимальное давление. С ростом интенсивности выпуска вертикальное давление обрушенной руды уменьшается, однако это происходит до определенного предела, после достижения которого давление остается практически постоянным.

Данные закономерности получены для условий скреперного выпуска руды, характерного достаточно близким расположением выпускных отверстий, большими значениями горного давления, действующими на крепь горизонта выпуска. Можно полагать, что при выпуске руды самоходными машинами, увеличенном расстоянии между точками выпуска и большими

размерами выпускных отверстий описанные закономерности влияния режимов выпуска на устойчивость днища блока остаются в силе, но методика их определения потребует корректировки на основе натуральных наблюдений за выпуском руды на руднике “Удачный”. Проведенные предварительные геомеханические расчеты показывают, что принятые приведенные параметры системы разработки и в частности днища блока в целом обеспечивают его устойчивость.

Однако на устойчивость днища блока и его крепи действуют и другие факторы. В первую очередь к ним относится действие массовых взрывов при обрушении рудных массивов. Подбор соответствующих параметров буровзрывных работ при массовых взрывах (сетка и диаметр скважин, тип ВВ и конструкция зарядов, порядок и интервал замедлений) позволяет свести их негативное воздействие к минимуму, но не исключить полностью. В качестве иллюстрации о влиянии типа крепи на сейсмостойчивость выработок можно привести данные [11] (табл. 3).

ТАБЛИЦА 3. Уменьшение коэффициента снижения сейсмического воздействия взрывов K_c на горные выработки в зависимости от вида крепи

Вид крепи	K_c
Без крепи	1.0
Набрызг-бетон	0.7–0.8
Анкерная или штанговая	0.5–0.6
Бетонная	0.45
Металлическая арочная	0.3–0.4

Существенное влияние на выработки выпуска оказывает истекающий поток руды за счет динамического характера нагрузок, определяемых силой тяжести руды, и вследствие абразивного воздействия потока руды на стенки выработок выпуска (прежде всего на лобовину выпускного отверстия). Кроме того, зависания руды при выпуске и выход негабаритных кусков приводят к необходимости вторичного дробления руды, что также оказывает негативное влияние на выработки выпуска. Сложность оценки влияния этих факторов состоит в том, что они, во-первых, действуют совместно, во-вторых, в значительной степени определяются физико-механическими свойствами рудных массивов.

Явление истирания лобовины выпускного отверстия потоком движущейся руды отмечается в большинстве работ, посвященных устойчивости выработок выпуска. Однако конкретных исследований этого процесса немного. Можно отметить работу В. И. Николина [12]. Выполненными экспериментами по изучению движения образцов магнетитовой руды по стали были найдены значения коэффициентов трения покоя и движения, и величина износа стали трубы при движении по ней определенного количества руды. На основе сравнительных испытаний абразивной изнашиваемости стали и магнетита, автор находит величину истирания стенки магнетитового массива при движении по нему магнетитовой руды. При выпуске 15–18 тыс. т магнетитовой руды через дучку величина износа ее лобовины за счет истирания теоретически составляет 0.35–0.7 м. Натурные наблюдения на Дегтярском медном руднике и на шахте “Магнетитовая” показали, что фактический износ незакрепленного сопряжения выработок выпуска и доставки после выпуска сравниваемого объема руды в несколько раз выше, что объясняется совокупным действием нескольких факторов износа.

Исследования [13, 14], учитывающие эффект дилатансии отбитой руды, указывают на динамический характер нагрузок, действующих при истечении руды на стенки выработок выпуска. При этом возможна многократная реализация переменных напряжений большой амплитуды с максимальными значениями в 2–3 раза и более, превышающими статические нагрузки. Высокие напряжения на ограждающих поверхностях при выпуске руды связаны с формированием сходящихся каналов течения и реализацией в областях сопряжения таких каналов со стенками выработок условий пассивного сопротивления. Если массив руды ослаблен трещиноватостью, то такие напряжения становятся особенно опасными и могут инициировать интенсивное разрушение стенок.

Взрывы при вторичном дроблении, как правило, производятся без контакта со стенками выработки и основное действие этих взрывов проявляется за счет удара взрывной воздушной волны (УВВ). По [15] величина давления УВВ при взрыве характерного для вторичного дробления заряда аммонита 6ЖВ на расстоянии 0.5–1.0 м достигает 7–10 кгс/см². Это давление недостаточно для разрушения монолитного массива, но при многократном повторении приводит к расширению трещин в массиве и отрыву заколов. Еще более опасно воздействие взрывов вторичного дробления на крепь выработок выпуска. В этом случае существенным может оказаться и прямой удар осколков руды при их разлете, что особенно актуально при набрызг-бетонной крепи.

Таким образом, при выпуске руды на стенки приемных выработок, и прежде всего на лобовину выпускного отверстия, оказывает влияние комплекс разрушающих факторов, воздействие которых происходит по следующей схеме. В результате взрывных работ граничная часть массива выработок выпуска, в том числе лобовины, нарушается трещинами. При выпуске руды под действием сейсмике массовых взрывов соседних секций, УВВ при вторичном взрывании и динамическом воздействии потока истекающей руды происходит дальнейшее прорастание естественных и взрывных трещин, образование заколов и их отрыв. Этот процесс приводит к постепенному разрушению лобовины в процессе выпуска. Параллельно с этим идет и механическое истирание лобовины потоком руды.

Степень разрушения лобовины пропорциональна количеству выпущенной руды. В [3] отмечается, что конусообразные выработки на Абаканском руднике, пройденные в неустойчивых породах, выходят из строя после выпуска 10 тыс. т руды; в среднеустойчивых — 30 тыс. т, в устойчивых — 40 тыс. т. Эти данные хорошо коррелируются с величиной износа “козырька” от количества выпущенной руды на руднике “Молибден” [16].

Анализ отечественной и зарубежной практики применения различных конструкций днищ блоков (камер) при самоходной технике показал, что оптимально образование рудоприемной выработки в виде траншеи трапециевидной или прямоугольной (щелевой) формы. Применение щелевой формы траншеи обосновывается снижением количества завесаний при выпуске и увеличением устойчивости сопряжений выпускных отверстий с погрузочными заездами. При щелевой форме траншей усложняется процесс образования днища, в целиках днища остается большой запас руды, увеличиваются потери в гребнях руды над целиками.

Вследствие этого для условий рудника “Удачный” наиболее рациональным является применение траншейной конструкции днища с двусторонним расположением погрузочных заездов. Преимущества данной конструкции днища заключаются в следующем:

- при нарезке днища можно эффективно использовать комбайны и мощные комплексы самоходного оборудования;

- днище соответствует параметрам систем разработки с интенсивной выемкой больших объемов руды;

— двухстороннее шахматное расположение погрузочных заездов позволяет повысить устойчивость целиков между погрузочными заездами и снизить потери отбитой руды в гребнях между заездами.

Наиболее слабый элемент в конструкции днища — сопряжение погрузочных заездов с выпускным отверстием, подверженное комплексному воздействию указанных разрушающих факторов. На рис. 4 показана традиционная форма сопряжения погрузочного заезда с приемной траншеей, образование которой достаточно просто, поэтому она чаще всего и используется. Из рис. 4 ясно, что нарушение козырька над погрузочным заездом произойдет уже в процессе его оформления, а в процессе выпуска руды лобовина выработки выпуска (козырек) будет интенсивно изнашиваться. Разрушение лобовины при применении самоходной техники до определенных пределов не имеет “фатального” значения и ограничивается минимальной длиной погрузочного заезда, необходимого для работы ПДМ. Однако для условий рудника “Удачный” (см. рис. 4) минимальная длина заезда составляет 16 м (длина машины и величина развала), что предопределяет расстояние между осями траншейного и доставочного штреков около 20 м, т. е. износоустойчивость лобовины является необходимым условием успешного выпуска руды.

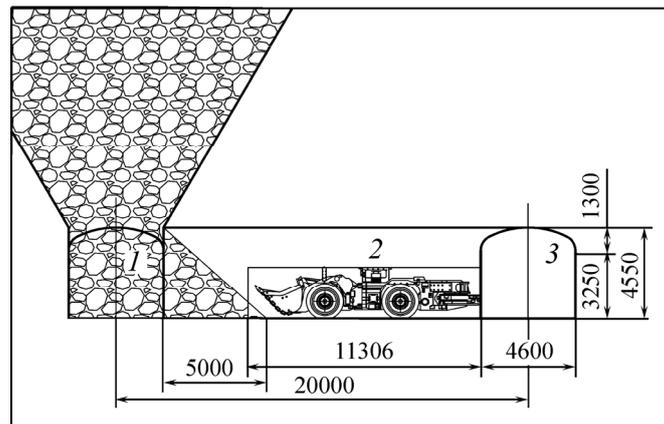


Рис. 4. Традиционная форма сопряжения погрузочного заезда с приемной траншеей: 1 — траншейный штрек; 2 — погрузочный заезд; 3 — доставочная выработка

Авторами разработана конструкция сопряжения, которая позволяет существенно повысить его износостойкость (патентуется). Износостойкость обеспечивается за счет увеличения мощности лобовины, крепления надортовой части целика штанговым или тросовым креплением, а при необходимости — армирования лобовины сопряжения. Технология образования днища такой конструкции достаточно проста — все выработки могут быть пройдены или комбайном, или с использованием мощных самоходных буровых и погрузочных машин.

В целом принятые параметры днища для условий рудника “Удачный” обеспечивают его устойчивость и интенсивный выпуск руды на весь период отработки переходной зоны. Однако следует определить, насколько данные параметры обеспечивают необходимую степень извлечения руды. Наиболее часто показатели выпуска рассчитываются с использованием положений и расчетных методов теории выпуска, изложенных в [10, 17]. Авторы этих теорий представляют фигуру выпуска как эллипсоид вращения и на этой основе дают достаточно удобную методику расчета параметров выпуска. В основу этой методики положены эксцентриситет эллипсоида выпуска [10] или коэффициент сыпучести [17], определяемые экспериментально.

Так как опыта выпуска кимберлитовых руд под обрушенными породами нет, данные экспериментальные показатели отсутствуют. С другой стороны, как показывает опыт, при выпуске уплотненных руд достаточно характерным является трубообразный характер потока руды. Такая же форма фигуры выпуска показана и в работе Н. Г. Дубынина [18].

Исходя из этого, для определения характера зоны потока при выпуске нами использованы теоретические положения С. Б. Стажевского [19, 20], учитывающие дилатансионные свойства материала и действующие в выпускаемом материале напряжения. Сыпучие свойства материала и его поведение при выпуске определяется с учетом дилатансионных свойств материала, а именно углом $\varphi' + \nu$, где φ' — угол трения недилатансирующего материала; ν — угол дилатансии (в зависимости от степени разрыхления и кусковатости материала ν изменяется в диапазоне 7–15°). $\varphi' + \nu$ может быть принят для скальных руд равным 26°. Тогда $\varphi' = 19^\circ$, $\varphi' + 15^\circ = 34^\circ$.

При выпуске руды из обособленного отверстия образуется зона потока в виде конуса, угол наклона образующей которого равен $\beta = 45 + 0.5 \arcsin \operatorname{tg}(\varphi' + \nu)$. Для кимберлитовой руды при максимальном разрыхлении принимается $\beta = 66^\circ$.

На определенной высоте зона потока приобретает форму цилиндра, диаметр которого равен

$$D = \frac{4n f_{\text{вн}} \xi \sigma_z}{\gamma_1},$$

где n — коэффициент концентрации напряжений σ_z в области, примыкающей к контуру выпускного отверстия (для рассматриваемых условий $n = 1$); $f_{\text{вн}} = \operatorname{tg}(\varphi' + \nu_{\text{min}}) = 0.47$ — коэффициент трения материала; $\xi = \operatorname{tg}[45^\circ - (\varphi' + \nu)] = 0.19$ — коэффициент бокового распора с учетом дилатансии; $\sigma_z = 10.7$ МПа — исходное вертикальное давление на днище блока (рассчитано по [3]), $\gamma_1 = 1.73$ т/м³ — объемный вес материала в канале течения. Тогда $D = 22.1$ м.

Высота конической части зоны потока

$$h = \frac{D - d_o}{2} \operatorname{tg} \beta,$$

где $d_o = 4$ м — диаметр выпускного отверстия. Тогда $h = 20.3$ м.

Данные размеры фигуры выпуска из одного выпускного отверстия определяют предельно возможный объем выпуска руды, при котором из траншеи с расположением точек выпуска на расстоянии меньше 20 м верхние части фигур выпуска объединяются. Между доставочными заездами в пределах траншеи остаются треугольники отбитой руды. С целью снижения этих потерь и для полноты выпуска руды над траншеей целесообразно уменьшить расстояние между выпускными отверстиями до 12 м. Это обеспечивает и взаимовлияние потоков руды из смежных выпускных отверстий, что позволит исключить куполообразование уплотненной руды на начальных стадиях выпуска.

Полученная на основе данных расчетов схема выпуска отбитой руды представлена на рис. 5. Видно, что фигуры выпуска над смежными траншеями не смыкаются, и между ними остаются гребни отбитой руды с коэффициентом разрыхления $K_p = 1.25 - 1.35$.

При выпуске руды под рудной предохранительной подушкой при выходе воронки выпуска на поверхность эти хребты осыпаются в зону выпуска под углом естественного откоса. Верхняя поверхность подушки при этом приобретает волнообразный профиль. Так как рудная подушка опускается вниз и может быть извлечена на дальнейшей стадии разработки месторождения, такой характер поверхности подушки не имеет принципиального значения. Потери ру-

ды и разубоживание при этом отсутствуют. В случае производственной необходимости после выпуска руды из траншей можно произвести дополнительное извлечение руды, находящейся над доставочными штреками, в режиме торцевого выпуска.

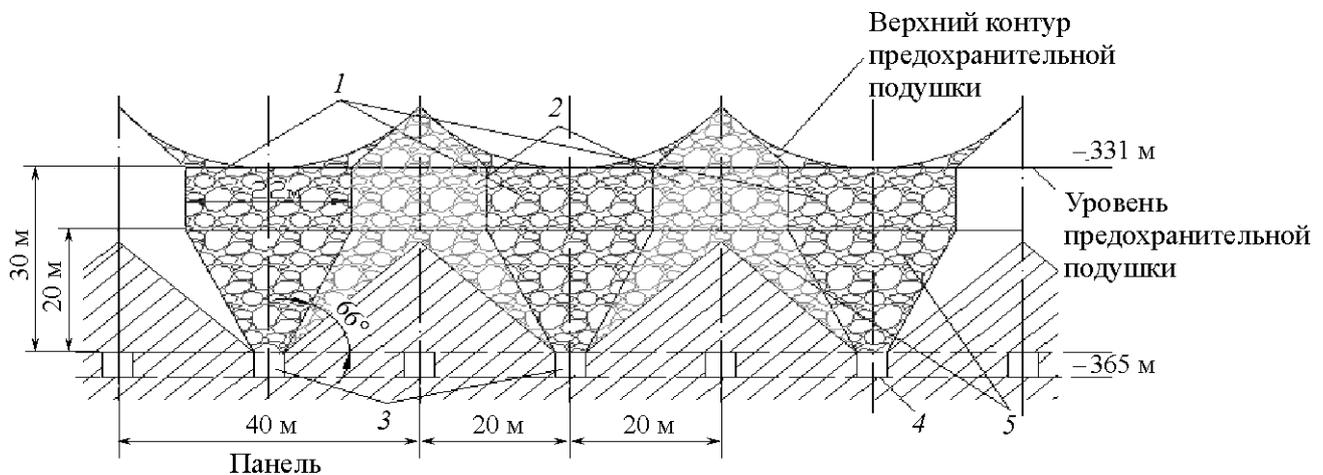


Рис. 5. Выпуск руды через траншейное днище под рудной подушкой: 1 — зона выпуска руды из траншей ($K_p \approx 1.45$); 2 — зона уплотненной руды над рудными гребнями ($K_p \approx 1.3$); 3 — траншейные штреки; 4 — доставочные выработки; 5 — отбитая руда

Для ЗРТ при выпуске руды под породной “подушкой” основной целью становится достижение приемлемых показателей и объема извлечения руды. При принятой схеме расположения выпускных выработок параметры фигуры выпуска аналогичны. В этом случае в зону выпуска вовлекаются пустые породы и рудные гребни 2 не могут быть извлечены (рис. 5). Формально данные объемы не являются потерями, так как теоретически могут быть извлечены на конечной стадии отработки месторождения. Однако фактически в процессе опускания данная руда будет перемешана с пустыми породами и степень ее извлечения не может быть спрогнозирована, вследствие чего эти объемы можно рассматривать как потери.

Кроме того, при выпуске под пустыми породами необходимо учитывать потери, образующиеся при проникновении пустых пород в объем фигуры выпуска. Данные потери тесно связаны с разубоживанием. Исходя из практического опыта применения систем с массовым обрушением, при выпуске руды в траншеях можно принять величину потерь 10% при разубоживании 15%. В целом из траншей с шириной панели 40 м может быть выпущено 56% промышленных запасов панели.

Для выпуска оставшихся запасов предусматривается после завершения выпуска руды в двух смежных траншеях (под породной подушкой) произвести послыйную отбойку потолочины над доставочным штреком и осуществить торцевой выпуск руды. Потери при этом могут быть 15% при разубоживании 10%.

Породная подушка занимает 65% площади ЗРТ, причем непосредственно под этой подушкой расположено 40% запасов руды ЗРТ. Остальные запасы ЗРТ находятся в прибортовых участках. Сравнительно небольшая ширина этих участков при большой их высоте вынуждает при выпуске руды для уменьшения потерь вовлекать в добытую рудную массу часть заскладированных пустых пород. Кроме того, предохранительная подушка над данными участками образуется частично за счет затекающих в зону выпуска пустых пород, частично за счет оставшихся над горизонтом выпуска рудных гребней. Потери при выпуске руды являются основными при отработ-

ке ЗРТ. Кроме них, следует учитывать потери на контуре рудных тел, которые образуются за счет буровзрывных работ при массовой отбойке руды и за счет неровностей контакта. Общие потери и разубоживание при отработке запасов в отметках –260/–365 м приведены в табл. 4.

ТАБЛИЦА 4. Потери и разубоживание при отработке этажа –290/–365 м

Показатель	ЗРТ		ВРТ	Всего
	прибортовые запасы	запасы под породной подушкой		
Промышленные запасы, тыс. т	7421	5008	9771	23186
Потери при выпуске руды, %	10	23.3	—	7.5
Потери на контактах, %	5.1	2	4	3.8
Общие потери, %	15.1	25.3	4	11.3
Разубоживание при выпуске, %	6.3	13	—	4.78
Разубоживание на контактах, %	5.4	2.2	4.1	4.2
Общее разубоживание, %	11.7	15.2	4.1	9
Эксплуатационные запасы, тыс. т	7142	4412	9786	21340
в т. ч. извлекаемые из:				
траншей	7142	2938	9786	19862
при торцевом обрушении	—	1478	—	1478

Принятые параметры днища блока позволяют производить выпуск руды на больших площадях, а при необходимости и довыпуск практически в любой точке днища с целью предотвращения образования сплошного водонепроницаемого слоя в предохранительной подушке, и за счет этого сохранить способность подушки к дренированию атмосферных вод. В целом представленная технология отработки переходной зоны обеспечивает достаточную безопасность подземных горных работ в сложных горно-геологических и гидрогеологических условиях трюбки “Удачная” [21].

ВЫВОДЫ

1. Основными факторами, определяющими устойчивость днища блока, являются прочностные свойства рудного массива и величина действующих на этот массив нагрузок. При выпуске обрушенная руда оказывает на днище давление, зависящее от режима, интенсивности и порядка выпуска. Кроме того, в процессе выпуска руды выработки днища блока подвергаются негативному воздействию сейсмике массовых взрывов, УВВ от взрыва зарядов при вторичном дроблении, динамическим нагрузкам и истиранию стенок при боковом распоре движущегося потока. Степень воздействия этих факторов прямо пропорциональна количеству отбитой и выпущенной руды.

2. На сохранение выпускных выработок решающее влияние оказывают параметры и конструкция днища блока, которые должны обеспечить и необходимые показатели извлечения обрушенной руды. При применении ПДМ большой мощности наиболее уязвимым элементом днища оказываются погрузочные заезды, особенно их сопряжения с выпускными отверстиями.

3. Для условий рудника “Удачный” рационально применять траншейную конструкцию днища с трапециевидной формой траншей и двусторонним шахматным расположением погрузочных заездов, пройденных из доставочных штреков. Перспективным при этом выглядит проведение траншейных штреков на уровне кровли погрузочных заездов, что дает возможность увеличить мощность и износоустойчивость лобовины выпускного отверстия и обеспечивает благоприятные условия для ее крепления и армирования.

4. Принятые параметры днища позволяют обеспечить его устойчивость на весь период отработки переходной зоны и приемлемый уровень потерь и разубоживания руды (11 и 9 % соответственно).

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. **Волков Ю. В., Соколов И. В.** Оптимизация подземной геотехнологии в стратегии освоения рудных месторождений комбинированным способом // Горн. журн. — 2011. — № 11.
2. **Chadwick J.** Palabora goes underground, J. Chadwick, Mining magazine, 1997, Vol. 177, No. 1.
3. **Абрамов В. Ф., Лушников В. И., Бобин С. А.** Совершенствование конструкций оснований блоков при системах с донным выпуском руды // Горн. журн. — 1986. — № 5.
4. **Еременко А. А. и др.** Исследование схем подземной отработки запасов руды месторождения Одиночное // Горн. журн. — 2006. — № 8.
5. **Набатов В. В. и др.** Обоснование способов повышения устойчивости оснований выемочных блоков при эксплуатации мощных рудных месторождений // ГИАБ. — 2006. — № 2.
6. **Демидов Ю. В. и др.** Совершенствование конструкции траншейного днища с использованием самоходной техники на выпуске руды при системе этажного обрушения на подземных рудниках ОАО “Апатит” // Горн. журн. — 2008. — № 2.
7. **Абрамов В. Ф., Хайрутдинов М. М.** Технология разработки кимберлитов при блоковом обрушении руд и вмещающих пород // ГИАБ. — 1998. — № 3.
8. **Соколов И. В., Смирнов А. А., Антипин Ю. Г., Кульминский А. С.** Оработка подкарьерных запасов трубки “Удачная” в сложных климатических горно- и гидрогеологических условиях // Горн. журн. — 2011. — № 1.
9. **Ривкин И. Д., Волощенко В. П., Маймин Л. Р.** Инструктивные указания по определению параметров систем разработки с обрушением по условиям проявления горного давления с увеличением глубины ведения горных работ на шахтах Кривбасса. — Кривой Рог: НИГРИ, 1964.
10. **Малахов Г. М., Безух Р. В., Петренко П. Д.** Теория и практика выпуска руды. — М.: Недра, 1968.
11. **Методика** обеспечения сейсмобезопасной технологии ведения взрывных работ. — Свердловск: ИГД МЧМ СССР, 1984.
12. **Николин В. И.** Влияние истирания стенок рудовыпускных выработок на прочность днища // Подземная разработка рудных месторождений. Вып. 2. — Свердловск: ИГД УФАН СССР, 1962.
13. **Стажевский С. Б.** К формированию пиковых нагрузок на стенки емкости // Всесоюзн. конф. по механике сыпучих материалов. — Одесса: Изд-во ОТИПП, 1980.
14. **Стажевский С. Б.** О напряжениях в окрестностях дефектов стен бункеров // ФТПРПИ. — 1982. — № 5.
15. **Медведев И. Ф., Абрамов А. В., Нефедов А. П.** Ликвидация завесаний и вторичное дробление руды. — М.: Недра, 1975.
16. **Абрамов В. Ф. и др.** Повышение устойчивости днища блоков на руднике “Молибден” // Цв. металлургия. — 1976. — № 19.
17. **Куликов В. В.** Выпуск руды. — М.: Недра, 1980.
18. **Дубынин Н. Г.** Выпуск руды при подземной разработке. — М.: Недра, 1965.
19. **Стажевский С. В.** О первой форме течений сыпучих материалов в бункерах // ФТПРПИ. — 1983. — № 3.
20. **Стажевский С. В.** Об особенностях напряженно-деформированного состояния сыпучих материалов в сходящихся каналах и бункерах // ФТПРПИ. — 1986. — № 3.
21. **Смирнов А. А., Соколов И. В.** Применение системы разработки с массовым обрушением при наличии карстов в руде и вмещающих породах // Безопасность труда в промышленности. — 2011. — № 4.