

УДК 622.274.54

**СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ КОНСТРУКЦИИ ДНИЩА БЛОКА
ПРИ ВЫПУСКЕ РУДЫ САМОХОДНЫМИ
ПОГРУЗОЧНО-ДОСТАВОЧНЫМИ МАШИНАМИ**

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*

Интенсивный площадной выпуск большого объема отбитой руды, приходящегося на одно выпускное отверстие, при системе разработки этажного принудительного обрушения предопределяет необходимость изыскания устойчивой конструкции днищ блоков. Применение самоходных погрузочно-доставочных машин (ПДМ) обуславливает увеличение расстояния между “точками” выпуска, что отрицательно сказывается на показателях извлечения руды при выпуске под обрушенными породами. Разработаны рациональные варианты конструкции траншейных днищ блоков для ПДМ. Определены зависимости предельного расстояния между точками выпуска по длине траншеи от высоты выпускаемого слоя, определяющие взаимовлияние выпускных отверстий друг на друга.

Выпуск – доставка руды, траншейное днище, погрузочно-доставочные машины

При отработке мощных рудных залежей относительно малоценных руд наиболее эффективной системой остается этажное принудительное обрушение с площадным массовым выпуском руды под обрушенными породами. Современной тенденцией является повышение высоты этажа или отдельных добычных блоков до 100–120 м [1, 2]. При этом значительно возрастает объем руды (до 100–150 тыс. т), выпускаемой через одно выпускное отверстие. Типичный пример такого варианта системы — запроектированная отработка кимберлитового месторождения подземным рудником “Удачный”.

Днище блока при системах с массовым обрушением и площадным выпуском руды на весь необходимый период его существования должно обеспечить успешное функционирование комплекса “выпуск – доставка” и наиболее полное извлечение запасов руды добычного блока при наименьшем разубоживании. Дополнительные требования — минимальная трудоемкость и ресурсоемкость образования днища и минимальный объем руды, остающийся в целиках днища. Как правило, при использовании на выпуске – доставке руды самоходных ПДМ днище состоит из приемной выпускной выработки в виде траншеи, доставочных выработок и связывающих их погрузочных заездов. Такая конструкция днищ характеризуется простотой образования и небольшими затратами на оформление за счет возможности применения на всех этапах его формирования высокопроизводительных горных машин и исключения ручного труда.

Научные исследования проведены при финансовой поддержке Министерства образования и науки Российской Федерации (проект RFMEF160714X0026).

Наиболее рациональным и перспективным для систем разработки с массовым обрушением при использовании на выпуске и доставке ПДМ является применение траншейной конструкции днища с двусторонним расположением погрузочных заездов [3, 4]. Двустороннее шахматное расположение погрузочных заездов позволяет обеспечить достаточно близкое размещение выпускных отверстий по длине приемной траншеи, увеличить расстояние между сопряжениями погрузочных заездов с доставочными штреками и тем самым повысить устойчивость днища.

Под устойчивостью днища блока понимается обеспечение устойчивости и нормального функционирования всех его выработок, а не только тех, по которым перемещается руда. Устойчивость днища блока определяется сохранностью наиболее уязвимых его частей, к которым относятся выработки выпуска в местах сопряжения их с выработками доставки и сопряжения выработок с большими площадями обнажения.

На основании экспериментальных данных о параметрах исходного и вторичного НДС горного массива рудника “Удачный” для горизонтов –365 и –320 м выделены потенциально неустойчивые участки. В процессе подземной отработки наибольшей устойчивостью будут обладать выработки, имеющие направление, близкое к углам 30° – 60° к оси максимального сжатия σ_2 . В данных зонах высота свода возможного обрушения пород в кровле выработок с максимальной шириной 4.6 м составит около 2.3–2.5 м. Условиям устойчивого закрепления выработок будут удовлетворять анкеры длиной 2.8–3 м; также не исключается применение в выработках днища блока “тяжелых” бетонных или металлических (в том числе арочных) типов крепи.

Особенность ведения горных работ в условиях рудника “Удачный” заключается в том, что вертикальное давление на днище блока определяется только массой налегающей обрушенной руды и породы и при максимальной высоте навала 120 м не превышает 2.5 МПа. При выпуске руды над выпускным отверстием возникает зона разрежения, за счет чего давление в районе “точки” выпуска снижается, но зато повышается давление на смежные участки днища. Исследования [1, 4, 5] показывают, что отклонение давления выпускаемой руды на днище от статического может достигать 50–80 % от первоначального давления, т. е. составлять 1.3–2 МПа. Максимальное вертикальное давление на днище от массы выпускаемой руды не будет превышать 4.5 МПа при расчетном допуске 25 МПа. Изменение давления на днище в процессе выпуска руды составит 8–10 % от расчетного и не окажет существенного влияния на устойчивость выработок выпуска. Следовательно, режим выпуска руды в условиях рудника “Удачный” не будет оказывать заметного негативного влияния на устойчивость траншейного днища блока.

Высокая интенсивность выпуска руды достигается применением мощных высокопроизводительных машин с электрическим приводом (что позволяет успешно решать проблему проветривания добычного горизонта). Типичный представитель таких машин — погрузочно-доставочная машина LH514E (аналог TORO-1400) (Sandvik, Финляндия) грузоподъемностью 14 т и емкостью ковша 7 м^3 . Габаритные размеры ПДМ: длина 10.95 м, ширина 2.76 м, высота 2.55 м. Большие размеры машин определяют большое сечение (15 – 20 м^2) выработок горизонта выпуска (рис. 1).

Важным элементом в конструкции днища является необходимая длина погрузочного заезда, которая должна обеспечивать размещение машины на прямом участке между доставочной выработкой и развалом руды. При угле развала руды около 40° и длине машины 11 м длина заезда должна составлять не менее 15.6 м (рис. 2).

Однако при этом следует учитывать износ лобовины (козырька) выпускного отверстия под действием потока выпускаемой руды и других факторов [3], который может достигать нескольких метров (особенно в рудах низкой и средней устойчивости). Козырек выпускного от-

верстия, т. е. его сопряжение с погрузочным заездом, — наиболее уязвимая часть днища блока, так как подвергается негативному воздействию сеймики массовых взрывов, ударной воздушной волны от взрыва зарядов при вторичном дроблении руды, динамическим нагрузкам при боковом распоре движущегося потока руды и истиранию потоком руды. В общем случае степень износа выработок выпуска пропорциональна количеству пропущенной через него руды.

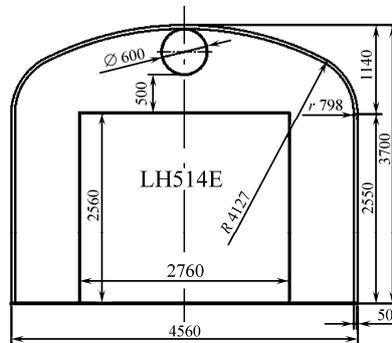


Рис. 1. Типичное сечение погрузочных заездов при использовании на выпуске машины LH514E, $S = 15.31 \text{ м}^2$

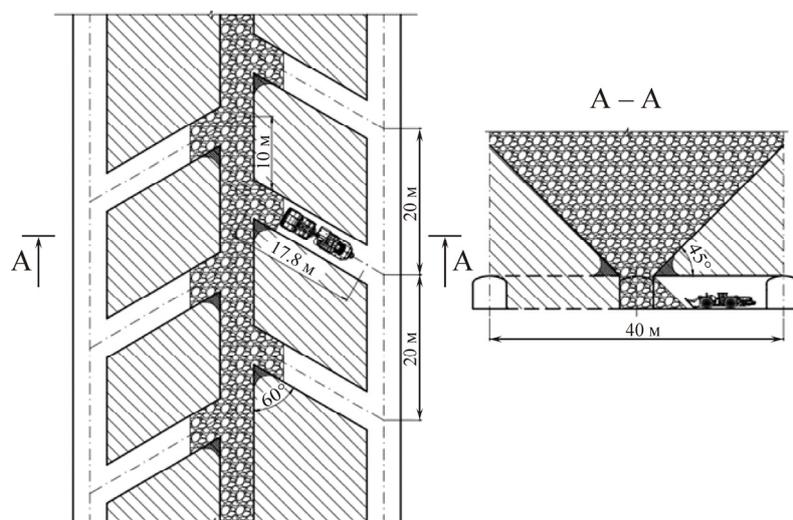


Рис. 2. Конструкция траншейного днища с двухсторонним расположением заездов

Показателем износа выпускного отверстия является разрушение козырька погрузочного заезда, непосредственно влияющее на уменьшение длины заезда. Если понимать под козырьком угловую часть массива, образованную пересечением плоскости борта траншеи над выпускным отверстием и плоскостью кровли погрузочного заезда, то уже при оформлении траншеи или в начальный период выпуска произойдет разрушение этого угла и “скругление” козырька. После этого износ козырька определяется износом его части, непосредственно соприкасающейся с движущейся рудой — лобовины.

Логично предположить, что износ лобовины обратно пропорционален площади ее соприкосновения с движущейся рудой, из чего следует два вывода: степень износа лобовины уменьшается по мере разрушения козырька; интенсивность износа зависит от угла сопряжения борта траншеи с кровлей погрузочного заезда. В качестве расчетных можно принять углы 45, 60 и 90° как типичные для различных конструкций днища.

Степень износа лобовины зависит от прочностных свойств руды и комплексного воздействия разрушающих факторов и может быть определена экспериментально. Учитывая большие размеры выработок при использовании самоходной техники и диапазон прочностных свойств рассматриваемых руд $f = 6 - 14$, можно принять, что износ лобовины с углом наклона 60° в начальный период для среднеустойчивых руд составит 0.07 м на 1 тыс. т выпущенной руды [4]. Принимая, что степень износа пропорциональна площади лобовины, соприкасающейся с движущейся рудой, построены кривые зависимости степени разрушения козырька погрузочного заезда от количества выпущенной руды (рис. 3). Видно, что износ лобовины существенно зависит от угла ее наклона к горизонту и наиболее рациональной является вертикальная лобовина. Считая, что минимальная необходимая длина погрузочного заезда составляет 15.6 м, а фактическая при ширине панели 40 м — 17.8 м, предельный износ козырька должен быть не более 2.2 м. Таким образом, при среднем износе козырька 1.5 м, вертикальной лобовине и отсутствии крепления можно выпустить не более 60 тыс. т руды, при ее наклоне 60° — не более 22 тыс. т, при наклоне 45° — не более 14 тыс. т.

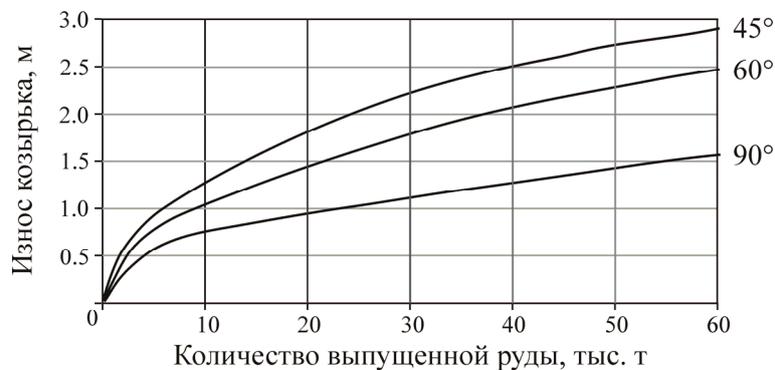


Рис. 3. Зависимость износа козырька выпускной выработки от количества выпущенной руды при углах наклона лобовины выпускной выработки к горизонту 45° , 60° , 90°

Преимущество траншейных днищ с вертикальной лобовиной реализовано в конструкциях с щелевой или прямоугольной формой траншеи высотой 6–8 м [5, 6]. Данные конструкции днищ достаточно устойчивы вследствие наличия над выпускными и доставочными выработками массивного прямоугольного целика. Вместе с тем в данном целике и в гребнях отбитой руды над ним консервируются значительные запасы руды, выемка которых вызывает определенные трудности. Вследствие этого такая конструкция днищ, как правило, применяется при вибровыпуске руды.

При выпуске руды ПДМ для неустойчивых и среднеустойчивых руд целесообразна конструкция днища с расположением траншейного орта на уровне кровли погрузочных заездов [7]. Это повышает устойчивость козырьков за счет придания им более устойчивой формы и увеличения толщины козырька и позволяет оформить днище при помощи достаточно простых технологических приемов. Конструкция и параметры днища применительно к условиям рудника “Удачный” показаны на рис. 4.

Расположение траншейного штрека на уровне кровли погрузочных заездов позволяет усилить наиболее слабые элементы траншейного днища, а именно:

- увеличить мощность целиков над заездами на величину, равную высоте траншейного штрека (4.6 м) и за счет этого повысить их устойчивость и износостойкость;
- не допустить формирования неустойчивых остроугольных целиков со стороны траншейного штрека.

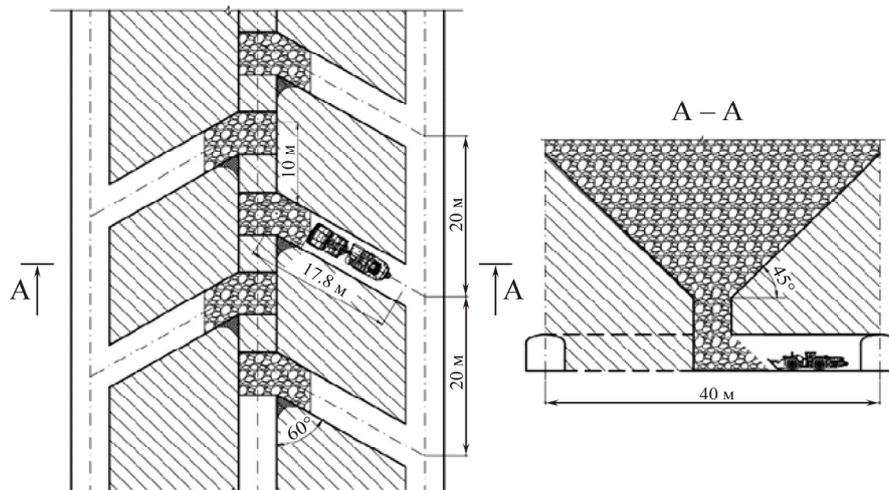


Рис. 4. Конструкция дна блока с расположением траншейного штрека на уровне кровли погрузочных заездов

При образовании дна в первую очередь проходятся доставочные и траншейные штреки, а затем погрузочные заезды от доставочного до траншейного штрека. Далее под траншейным штреком буровзрывным способом оформляются выпускные ниши путем взрывания вертикальных шпуровых зарядов ВВ. Отбитая руда в нише не убирается из забоя, ее поверхность выравнивается на уровне почвы траншейного штрека для формирования рабочей площадки, необходимой для движения и установки буровой техники и производства работ по образованию приемной траншеи. Схема формирования рабочей площадки приведена на рис. 5. Возможно образование рабочей площадки из отбитой руды, доставленной ПДМ с проходки последующего погрузочного заезда.

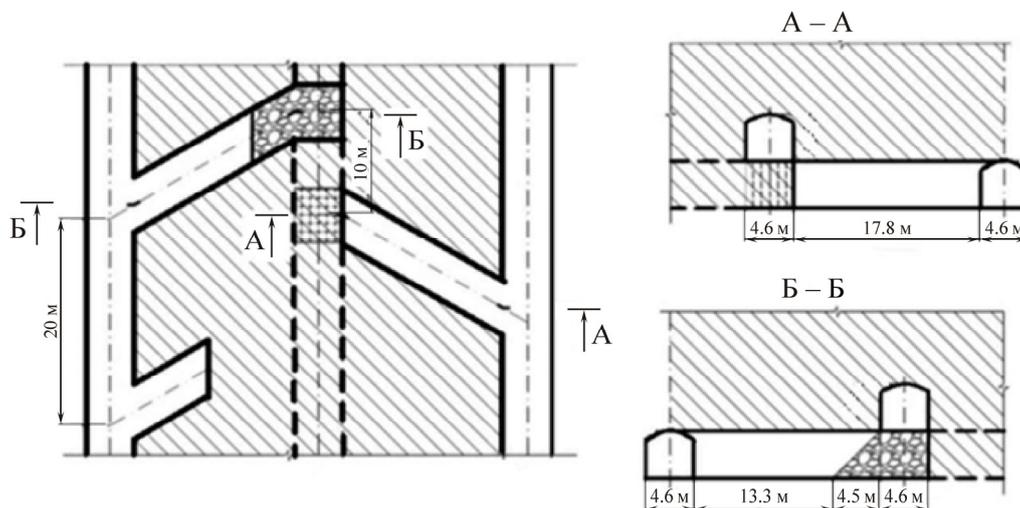


Рис. 5. Схема формирования рабочей площадки под траншейным штреком

Описанная конструкция дна блока позволяет в зависимости от прочности руды выпускать через одно выпускное отверстие 50–100 тыс. т руды. Однако для выпуска больших объемов требуется укрепление выработок дна и прежде всего лобовины выпускного отверстия. Эффективно тросовое укрепление рудных целиков и армирование лобовины из траншейного штрека. Пример армирования выпускного отверстия показан на рис. 6.

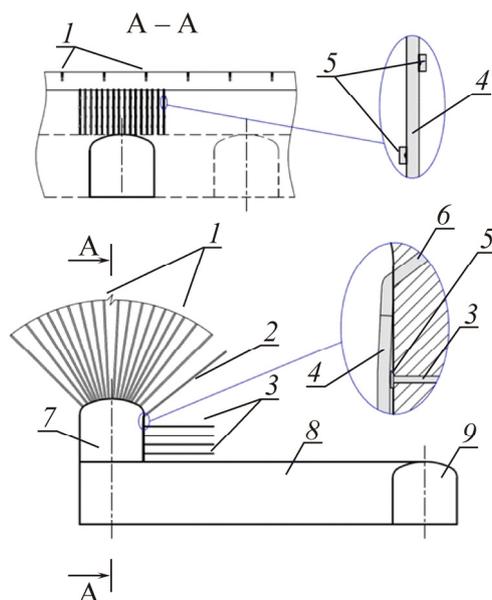


Рис. 6. Принципиальная схема армирования лобовины: 1 — взрывные скважины; 2 — скважины для усиления рудоската; 3 — анкерная крепь; 4 — “бронирующий” материал; 5 — пятка анкера; 6 — толстостенные трубы; 7 — траншейный штрек; 8 — погрузочный заезд; 9 — доставочный штрек

Армирование рудоската приемной траншеи [8] производится непосредственно над погрузочными заездами с поверхности сформированной рабочей площадки. Во время бурения взрывных скважин, предназначенных для оформления траншеи, из траншейного орта на уровне сопряжения свода с вертикальной стенкой бурят ряд скважин длиной 7.5–10 м. В скважины последовательно укладываются три трубы длиной по 2.5–3.3 м: первая с толщиной стенки 10 мм, вторая и третья — 24 мм. Затем трубы скрепляются цементным раствором и тросовым анкером, проложенным внутри труб. Главное назначение армировки — образование площадки с низким коэффициентом трения, снижающей воздействие массовых взрывов и истирание потоком движущейся обрушенной руды лобовины выпускных отверстий.

После армирования рудоската приступают к армировке лобовины — стенки траншейного штрека над погрузочными заездами. Усиление лобовины осуществляют с помощью анкеров и “бронирующего” (устойчивого к истиранию) материала. Перед армированием лобовину усиливают анкерной крепью. Далее к пяткам анкеров прикрепляется “бронирующий” материал: железные листы, толстостенные трубы, буровые штанги, арматура и другие материалы. Армирование лобовины обеспечивает защиту от действия ударной воздушной волны при ликвидации зависаний, истирания и разрушения целиков над погрузочными заездами.

Большая длина машин и значительная высота выпускных выработок приводят к необходимости увеличения длины погрузочных заездов. При этом для улучшения показателей извлечения руды, наоборот, следует стремиться уменьшить расстояние между смежными траншеями. Общепринятым решением является расположение погрузочных заездов под углом к оси доставочного штрека, что увеличивает длину заездов и облегчает маневры ПДМ (см. рис. 2, 4, 5). Другое решение состоит в том, что траншейный штрек проходится зигзагообразно с отклонением от оси блока в местах сбойки с погрузочными заездами на величину предполагаемого износа козырька заезда (рис. 7). Расположение погрузочных заездов, сбитых с траншейным ортом в местах его максимального отклонения от оси очистного блока, позволяет даже при большом износе козырьков сохранить рабочую длину погрузочных заездов.

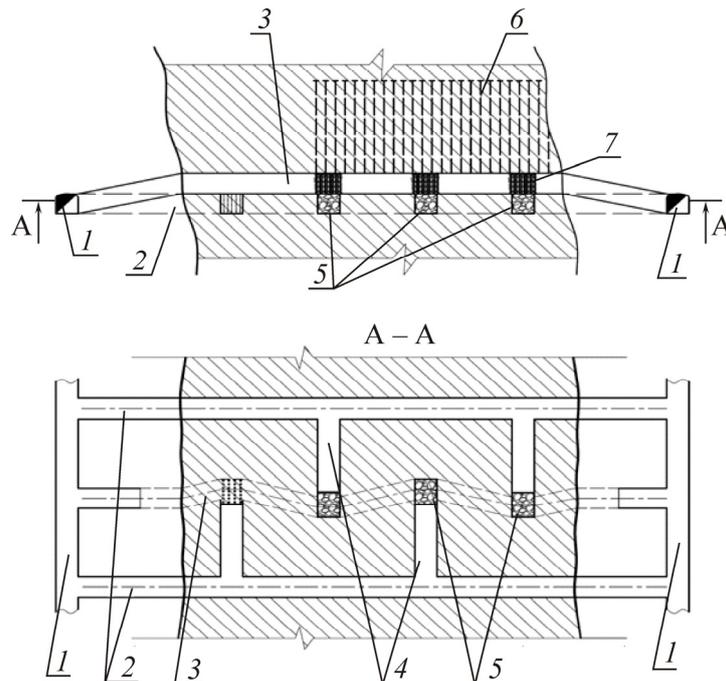


Рис. 7. Схема подготовки дна с траншейной выработкой зигзагообразной формы: 1 — доставочный штрек; 2 — доставочный орт; 3 — траншейный орт; 4 — погрузочный заезд; 5 — отбитая руда; 6 — очистные скважины; 7 — армировка лобовины

Конкретные конструктивные элементы днищ блоков определяются параметрами применяемых горных машин и горно-технологическими факторами, влияющими на показатели извлечения руды. Одним из основных конструктивных параметров днища блока является расстояние между выпускными отверстиями, которое должно обеспечивать приемлемые показатели извлечения руды.

Известно, что зона влияния выпускных отверстий при выпуске руды в значительной степени обусловлена высотой выпускаемого слоя руды. Наиболее часто расположение сетки выпускных отверстий при площадном выпуске рассчитывается с использованием положений и расчетных методов теории выпуска руды под обрушенными породами [9, 10]. Авторы этих теорий представляют фигуру выпуска как эллипсоид вращения и на этой основе дают достаточно удобную методику расчета параметров выпуска. По В. В. Куликову [10], над каждой точкой выпуска образуется фигура, представляющая собой эллипсоид вращения. При этом на каждый определенный момент будет выпущена рудная масса, находящаяся в объеме соответствующего эллипсоида выпуска. Соотношение между высотой и шириной эллипсоида определяется радиусом кривизны вершины эллипсоида, который представляется как показатель сыпучести рудной массы [10]. Ширина эллипсоида $2b = \sqrt{0.5hp}$, где $2b$ — малая полуось эллипсоида выпуска, м; h — высота эллипсоида, м; p — показатель сыпучести, м. Объем эллипсоида $Q = \pi ph^2 / 3$, м³.

Показатель сыпучести p зависит от коэффициента разрыхления, крупности и формы кусков руды, гранулометрического состава, механических свойств и т. д. Как показывают исследования, выполненные в ИГД МЧМ СССР, для скальных руд показатель сыпучести с достаточной точностью рассчитывается по выражению $p = 1.5K_p - 1.25$, где K_p — коэффициент разрыхления выпускаемой руды.

В первоначальный период выпуска происходит вторичное разрыхление выпускаемой руды и вне зависимости от первоначального коэффициента разрыхления отбитой руды параметры эллипсоида выпуска определяются степенью разрыхления выпускаемой руды, который может быть принят равным 1.6. При этом следует иметь в виду, что по объему эллипсоида выпуска рассчитывают только количество руды, которое выпускается за определенный промежуток времени. Сфера влияния выпускного отверстия определяется зоной потока или фигурой разрыхления руды, которая по размерам значительно превышает эллипсоид выпуска. По Г. М. Малахову [9], фигура разрыхления представляет собой эллипсоид вращения, объем которого в 15 раз превышает объем эллипсоида выпуска. Подобное соотношение фигур выпуска и разрыхления показано в работе [11]. Если принять, что фигура разрыхления подобна эллипсоиду выпуска [9], то ориентировочно

$$2b_1 = \sqrt{0.5hp} \sqrt[3]{15} = 2.46\sqrt{0.5hp},$$

где $2b_1$ — малая полуось эллипсоида разрыхления (зоны потока), м.

Можно допустить, что взаимовлияние потоков из смежных выпускных отверстий активно будет проявляться на расстояниях, находящихся посередине между шириной зоны потока и шириной эллипсоида выпуска. На рис. 8 представлены зависимости предельного расстояния между “точками” выпуска по длине траншеи от высоты выпускаемого слоя, определяющие взаимовлияние выпускных отверстий друг на друга.

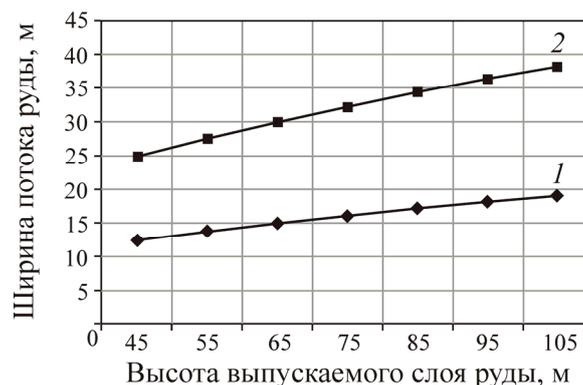


Рис. 8. Зависимость ширины зоны потока от высоты выпускаемого слоя руды: 1 — ширина зоны потока, при которой происходит активное взаимовлияние смежных потоков; 2 — максимальная ширина зоны потока

При выпуске руды из траншеи с расположением точек выпуска на расстоянии меньше предельного верхние части зон течения объединяются. Над траншеей образуется единая протяженная зона выпуска шириной, равной предельному диаметру зоны потока. При этом между траншеями остаются гребни руды, не попадающей в зону выпуска.

В случае одновременной отработки смежных панелей выпуск руды производится взаимодействующими протяженными изолированными зонами. Исследование такой схемы выпуска приведено в работах [12, 13], в которых показано, что происходит выдавливание руды из гребней, находящихся между изолированными зонами разрыхления. При этом в определенных условиях удается существенно улучшить показатели извлечения руды. Можно предположить, что из зон разрыхления над траншеями можно извлечь больше руды, чем прогнозируется в соответствии с общепринятыми положениями теории выпуска. Кроме того, при выпуске руды самоходными машинами существенно облегчается соблюдение планограммы выпуска, что обеспечивает извлечение руды на уровне, характерном для скреперной доставки. При выпуске руды под обрушенными налегающими породами можно ожидать извлечение руды на уровне 82–90 %.

ВЫВОДЫ

Разработанные конструкции днища блока при расстоянии между выпускными отверстиями по длине траншеи 10–15 м позволяют достаточно полно выпустить запасы блока с потерями 10–20 % и разубоживанием 15–20 %, характерными для этажного принудительного обрушения. В то же время за счет оформления между погрузочными заездами массивных целиков (шириной 8–12 м и высотой более 10 м) обеспечивается устойчивость блока на весь период его эксплуатации.

Возможность закрепления выработок днища и предлагаемые методы армирования выпускных отверстий позволяют увеличить объем выпуска руды до 100–120 тыс. т на одно отверстие даже при небольшой прочности рудного массива и создать условия для высокопроизводительной работы самоходных машин.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. **Соколов И. В., Смирнов А. А., Антипин Ю. Г., Барановский К. В., Никитин И. В., Широков М. А.** Обоснование подземной геотехнологии при комбинированной разработке Сарбайского железорудного месторождения // ГИАБ. — 2013. — № 4.
2. **Еременко А. А., Еременко В. А., Гайдин А. П.** Совершенствование геотехнологии освоения железорудных удароопасных месторождений в условиях действия природных и техногенных факторов. — Новосибирск: Наука, 2008.
3. **Демидов Ю. В., Свинин В. С., Белоусов В. В., Сахаров А. Н., Леонтьев А. А.** Совершенствование конструкции траншейного днища с использованием самоходной техники на выпуске руды при системе этажного обрушения на подземных рудниках ОАО “Апатит” // Горн. журн. — 2008. — № 2.
4. **Соколов И. В., Смирнов А. А., Антипин Ю. Г., Барановский К. В.** Рациональная конструкция траншейного днища для выпуска руды при отработке переходной зоны подземного рудника “Удачный” // ФТПРПИ. — 2013. — № 1.
5. **Абрамов В.Ф., Дроздов В. С., Баранов А. О., Фомичев С. Е., Каган Г. Ф., Мартиросов А. М.** Повышение устойчивости днища блоков на руднике “Молибден” // Цв. металлургия. — 1976. — № 19.
6. **Абрамов В. Ф., Лушников В. И., Бобин С. А.** Совершенствование конструкций оснований блоков при системах с донным выпуском руды // Горн. журн. — 1986. — № 5.
7. **Скорняков Ю. Г.** Системы разработки и комплексы самоходных машин при подземной добыче руд. — М.: Недра, 1986.
8. **Пат. 2502871 РФ, МПК 5 E21C 41/22.** Способ подготовки днищ блоков / И. В. Соколов, А. А. Смирнов, Ю. Г. Антипин, К. В. Барановский, И. В. Никитин, М. А. Широков; заявл. 20.07.2012; опубл. 27.12.2013, Бюл. № 36.
9. **Малахов Г. М., Безух Р. В., Петренко П. Д.** Теория и практика выпуска руды. — М.: Недра, 1968.
10. **Куликов В. В.** Выпуск руды. — М.: Недра, 1980.
11. **Малофеев Д. Е.** Развитие теории и практики выпуска руды под обрушенными породами. — Красноярск: СФУ, 2007.
12. **Иконников А. Н.** Изменение процесса выпуска руды из обрушенных блоков // Изв. вузов. Горн. журн. — 1964. — № 11.
13. **Иконников А. Н., Карамышев В. П., Кузнецов В. И., Лукоянов М. А.** Движение частиц руды над гребнями, расположенными между выпускными дучками, при изолированных зонах разрыхления // Изв. вузов. Горн. журн. — 1966. — № 2.