

**А.О.Алибаев**

**МЕХАНИЗМ РАЗРУШЕНИЯ  
ГОРНЫХ ПОРОД КОЛОНКОВЫМИ  
ЗАРЯДАМИ ПРИ РАЦИОНАЛЬНОМ  
НЕДРОПОЛЬЗОВАНИИ**

**Алматы  
2001**

УДК 622.273.3  
ББК 33.1  
А 50

*Утверждено к печати Ученым Советом  
Казахского национального технического университета  
им. К.Сатпаева*

**Рецензент: академик АЛТАЕВ Ш.А.**

**Алибаев А.О.**

**А 50 Механизм разрушения горных пород колонковыми зарядами при рациональном недропользовании. – Алматы, 2001. – Библиограф. 49 назв., илл. 33, табл. 16.**

В монографии изложены следующие вопросы: механизм разрушения среды различными конструкциями колонковых зарядов; вариант комбинированной системы разработки (шпуровая отбойка с магазинированием – I стадия и скважинная отбойка на замагазинированную руду – II стадия); комплексная механизация взрывных работ на карьерах при зарядании обводненных скважин псевдоустойчивыми ВВ с гидроизоляциями; открытая добыча угля при разработке сложноструктурных пластов с применением техники непрерывного действия.

Книга предназначена для инженерно-технических работников горной промышленности, сотрудников проектных и научно-исследовательских институтов, а также может быть полезна студентам соответствующих вузов.

А  $\frac{2502010000}{00(05)-01}$

**ББК 33.1**

**ISBN 9965-487-67-7**

**© Алибаев А.О.  
2001**

## ПРЕДИСЛОВИЕ

На протяжении полувека, занимаясь исследованиями в горнодобывающей промышленности бывшего СССР и Казахстана, ныне получившего суверенитет, пришел к выводу, что необходимо для определения актуальности тем использовать систему PERT (сетевая система планирования). Эта система получила широкое распространение в мировой практике управления строительством, проектированием, конструированием и т.д. В этой связи в работе рассмотрен механизм разрушения среды колонковыми зарядами, который рационально использован в следующих трех основных направлениях:

- разрушение пород взрывом;
- комплексная механизация взрывных работ;
- разработка полезных ископаемых на контакте с породой, где рассматриваются вопросы технологии отработки угольных пластов роторными экскаваторами.

При разработке полезных ископаемых, в основном, используется буровзрывной способ разрушения массива. К сожалению, не существует общепринятой теории действия взрыва, поэтому нами исследован механизм разрушения среды при скважинной отбойке крутопадающих жил. Такое решение было принято на основании программы, разработанной Министерством цветной металлургии СССР и решением совещания по вопросам изыскания эффективных способов разработки жильных месторождений (Г. Балея, 1986г.)

При буровзрывном способе разработки рудных месторождений происходит переизмельчение ценной руды, которая в результате технологических процессов смывается водой, остается в лежащем боку месторождения и т.д. Поэтому снижение руд малой фракции при взрывной отбойке является актуальной задачей. С этой целью в работе рассмотрены вопросы снижения потерь ценной руды за счет улучшения качества дробления при отбойке.

Эффективное разрушение горных пород зависит от комплексной механизацией взрывных работ. Поэтому в КазПИТУ, бывшем КазПТИ, была открыта «Отраслевая лаборатория комплексной механизации взрывных работ», где, при участии автора, были проведены исследования по комплексной механизации взрывных работ на подземных и открытых разработках горнодобывающих предприятий Казахстана. Теоретическое обоснование применения гранулированных ВВ при шпуровой и скважинной отбойке руд, позволили создание и внедрение специальных комплексов по механизации взрывных работ.

Значительный объем научных исследований, проведенных

на крупнейшем каменноугольном месторождении г. Экибастуза, позволили внедрить комплекс по механизации взрывных работ. Еще в бывшем СССР были приняты три крупных целевых программ, одним из которых явилось развитие Экибастузского каменноугольного месторождения. Вокруг этого месторождения предусматривалось строительство восьми крупных электростанции на дешевом угле и их подсоединение к сети «Центр», включающей всю территорию СССР и европейских социалистических государств. Проектом предусматривалось до 60% обеспечение электроэнергией «Центр». В связи с этим была поставлена задача комплексной механизации добычи угля с внедрением техники непрерывного действия: роторных экскаваторов и конвейерного транспорта. Одним из главных направлений исследований явилось снижение потерь и разубоживания угля. Вместе с тем сложное строение пластов с частым включением пропластков пустых пород потребовало обязательного применения буровзрывных работ. С другой стороны при буровзрывном способе разработки уголь разубоживается пустой породой, поэтому необходимо использование предварительного встряхивания без нарушения сплошности пластов.

**Цель работы:** использование различных конструкции колонковых зарядов при непрерывной механизации заряжания шпуров и скважин на горнодобывающих предприятиях бывшего Союза и Республики Казахстан, а также применение расщепленных конструкций зарядов для предварительного встряхивания массива при разработке сложноструктурных пластов Экибастузского месторождения роторными экскаваторами с теоретическими предпосылками по снижению потерь и разубоживания угля на контакте «порода-уголь».

**Задачи исследований:**

- разработка теории действия взрыва при скважинной отбойке жил для снижения выхода руды мелкой фракции;
- исследование равномерности дробления руды при расщепленной конструкции зарядов;
- исследование гидроизолированных зарядов неводоустойчивых ВВ в полиэтиленовых рукавах;
- разработка технологии заряжания обводненных скважин вслед за бурением;
- опытно-промышленные испытания зарядной машины МЗ-4 для заряжания пенополистиролом вместо воздушных компенсаторов с целью снижения удельного расхода ВВ и непрерывной технологии заряжания при комплексной механизации взрывных работ;
- установление величин потерь и разубоживания полезно-

го ископаемого на контакте «пустая порода – полезное ископаемое»;

– теоретические предпосылки по определению эффективности работы роторных экскаваторов при отработке торцов разрезов и нарезке новых горизонтов.

**Практическое значение работы состоит в разработке:**

– усовершенствованной технологии шпуровой отбойки жил;

– и внедрении уменьшенных диаметров шпуров, позволившей снизить выход руды малой фракции на 15–20%;

– дальнейших способов снижения выхода, рудной мелочи путем определения оптимальной сетки расположения шпуров и внедрением рассредоточенных конструкции зарядов, позволивших снизить выход мелочи в 2–2,5 раза;

– фотопланиметрического способа определения кусковатости отбитой горной массы, что позволило с инженерной точки зрения снизить выход руды мелкой фракции (менее 50мм) при сравниваемых конструкциях зарядов;

– и внедрении новых конструкций зарядов при комплексной механизации взрывных работ на карьерах Казахстана с использованием растаривающей установки, предложенной Отраслевой лабораторией комплексной механизации взрывных работ, позволившей максимально снизить ручной труд горняков, занятых на взрывных работах, значительно повысить производительность труда взрывников и улучшить результаты взрыва;

– применение гидроизолирующих рукавов для неводоустойчивых ВВ в обводненных скважинах позволило в 1,5–2 раза снизить затраты дорогостоящих тротилосодержащих ВВ;

– зарядов с воздушными компенсаторами из вспененного полистирола, позволивших в 1,2–1,3 раза уменьшить удельный расход ВВ, улучшить проработку почвы уступа, улучшить кусковатость отбитой горной массы ( в 1,3–1,4 раза снижился выход негабаритных кусков);

– типовых паспортов буровзрывных работ на многих карьерах Министерства цветной металлургии Казахстана; способов заряжания скважин вслед за бурением (только на карьерах ВК МКХ снизилось до 50% количество обрушенных скважин, простоявших более 1 сутки);

– проектных решений при отработке сложноструктурных пластов Экибастузского месторождения по использованию номограмм и перфокарт и определении нормативов потерь и разубоживания угля;

– технологии нарезки новых горизонтов и отработки торцов разрезов комплексами роторный экскаватор – перегружа-

тель, позволившие в дальнейшем создать на разрезе «Восточный» непрерывную добычу угля при использовании рассредоточенных зарядов для предварительного встряхивания массива.

**Апробация работы.** Основные положения и результаты работы докладывались, и получил одобрение на расширенном совещании Технического совета Акчатауского ГОК-а (п. Акчатау, 1971 г.); Техническом совете разреза «Западный» комбината «Экибастузуголь» (г. Экибастуз, 1971г.); Объединенном семинаре лаборатории поточной, циклично-поточной технологии открытых горных работ и сектора разрушения горных пород (г. Киев, 1975 г.); Научном совете Минуглепрома СССР (секции открытой разработки промышленного транспорта) (г. Москва, 1974 г.); научно-технической конференции, посвященной 90-летию со дня рождению К. И. Сатпаева (г. Алма-Ата, 1989 г.); Всесоюзной конференции «Проблемы открытой добычи угля в Кузбассе», (г. Кемерово, 1990г.); Межвузовской конференции, посвященной 100-летию со дня рождения А.С.-Попова (г. Алма-Ата, 1991 г.); Международной научно-практической конференции «Взрыв-97» (г. Алматы, 1997 г.) и Международной конференции «Горное дело в Казахстане. Состояние и перспективы» (г. Алматы, 2000 г.)

# **Глава 1. СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ГОРНОЙ НАУКИ И ПРОМЫШЛЕННОСТИ И ПЕРСПЕКТИВЫ ИХ РАЗВИТИЯ**

## **1.1 Анализ состояния горной науки и производства и перспективы их развития в Казахстане при рыночной экономике**

Как известно, мировая горная наука развивается в соответствии с традиционной общей наукой и зависит от общественно-исторической формации развития конкретного государства. Так, в США экономическая система базируется на частной собственности, поэтому и называют «системой свободного предпринимательства». Менеджмент в Америке является, как правило, предметом систематического анализа, а «научный менеджмент» – стал реальностью. В отличие от бывшего СССР, в США государство вовлечено в регулирование и управление американской экономикой. Вместе с тем отдельные люди всегда могут выбрать на кого работать и что покупать. Они сами избирают должностных лиц, определяющих экономическую политику.

Традиционно эту систему называют «рыночной экономикой». Ныне решения принимаются тремя группами лиц, и именно их динамическое воздействие приводит экономику в движение.

С распадом СССР, произошли существенные изменения в структуре минерально-сырьевого комплекса не только государств СНГ и восточной Европы, но и других стран мира. Бывшие союзные республики, превратившись в суверенные государства, сразу попали в большую экономическую зависимость не только друг от друга, но и от стран так называемого дальнего зарубежья и международных корпораций.

При распаде СССР основная часть научно-технической сферы его деятельности перешла, в основном, в состав Российской Федерации, так как большинство проектно-конструкторских, научно-исследовательских организаций гражданского и оборонного комплексов, а так же вузов находились на ее территории. В Союзе, в отличие от зарубежных стран, эта сфера финансировалась государством: госбюджет, централизованные средства министерств и ведомств или за счет государственных предприятий.

Вначале 90<sup>х</sup> годов, в связи с экономическим кризисом, сокращением заказов от предприятий, источником финансирования НИОКР в стране фактически остался только госбюджет, который, в свою очередь, очень сократился. Это привело к

резкому уменьшению размеров финансирования науки, оттоку квалифицированных кадров из науки и закрытию большого числа научных и проектных организации и учреждений /1/.

Стараясь сохранить наиболее квалифицированную часть научного потенциала, Россия была вынуждена принять ряд срочных мер: в 1994–1996гг. систематически повышало заработную плату ведущим ученым и стипендии докторам и аспирантам, в 1993 г. присвоило 61 научному учреждению и научно-техническому комплексу статус «Государственного научного центра» (ГНЦ), которым обеспечивается в приоритетном порядке наиболее полная финансовая поддержка. В это же время формируется ряд специальных государственных фондов поддержки. Российский фонд фундаментальных исследований (1992 г.), Российский государственный научный фонд (1993 г.), Российский фонд технологического исследования (1993 г.), Российский гуманитарный научный фонд (1994 г.).

Однако, экономическая ситуация (инфляция и дальнейший спад производства) не позволяла удерживать госфинансирование науки. Расходы на НИОКР продолжали сокращаться и составляли в действующих ценах в 1995г. лишь 0,3% от валового внутреннего продукта (ВВП) против 2,1% в 1991г. Как видим, в действующих ценах расходы на науку за этот период сократились в 7 раз, а с учетом инфляции и сокращением самого валового продукта – в 10–15 раз.

Научная общественность России стала бить тревогу, считая, что если расходы на науку будут в течении 5–7 лет ниже 1% от ВВП, то Россия безвозвратно потеряет статус высокоразвитой страны. Правительство России в 1999г. приняло решение о реформировании науки, в том числе о проведении приватизации государственных учреждений науки и научного обслуживания за исключением НИО академического и оборонного комплексов. В октябре 1997г. правительством России принято постановление «О государственной аккредитации научных организации». Задача состояла в том, чтобы исключить из списка научных организации те, которые исследованиями не занимаются, и реформировать другие, в которых исследования не являются основной формой деятельности.

Традиционный способ передачи технологии – прямые иностранные инвестиции. Этот способ перемещения в страну ничего не меняет в механизме реализации собственности.

Прямые инвестиции не могут быть отнесены, строго говоря, к формам обмена технологии, но они обеспечивают технологии, ноу-хау, передовых методов управления и маркетинга.

При передаче технологии более слабым в экономическом отношении партнерам практически всегда возникают такие

проблемы как защита внутреннего рынка от устаревших технологий, сохранение технологической и экономической независимости от поставщика технологии, создание условий для равноправного диалога между поставщиками и покупателями технологий и др.

Любое государство, преследующее цель создать современную материальную базу – общества, обязательно встанет перед проблемой использования зарубежной технологии, а обмен технологии строится не на случайных стихийных сделках, а в тесной связи со стратегическими целями крупнейших поставщиков технологии.

До настоящего времени обмен объемов технологий увеличивается во всех странах. Но балансы расчетов по лицензионным операциям складывались положительно только для отдельных стран (США, Великобритания, Швейцария). Несмотря на пассивное сальдо, обмен продолжал интенсифицироваться по той причине, что покупатели приобретали не просто дополнительно партии товаров, а и недостающий элемент производительных сил. Международный рынок технологии – это фактор мирохозяйственных связей, где отставание наиболее трудно устранимо.

В настоящее время представляется более целесообразным финансировать добывающие отрасли через сферу потребления их продукции, т.е. государственная поддержка в той или иной отрасли должна быть оказана ведущим и потенциальным потребителям различных видов сырья. В этом случае согласование спроса и производства поддается регулированию, востребованность производственного сырья с соответствующей оплатой становится гарантированным.

Единственное что делать нельзя – это наращивать производство сырья без отработанной стратегии превращения его во вполне осязаемые конечные народнохозяйственные результаты.

Следует иметь в виду, что на мировых сырьевых рынках сложилась устойчивая ситуация зависимости продавца сырья от покупателя, а не наоборот. Это даст возможность в периоды благоприятной рыночной ситуации делать стратегические и коммерческие запасы тех видов сырья, которые дешевле покупать, чем производить внутри Казахстана.

Таким образом, судьбы минерально-сырьевого комплекса можно представить себе только в тесной привязке к путям последующего развития внешней по отношению к нему рыночной среды.

Для долгосрочного развития минерально-сырьевого комплекса Казахстана необходимо рассмотреть следующие направления:

1. Поиски и освоение новых источников минерального сырья (МС). Необходимо предусмотреть затраты, связанные с геолого-поисковыми работами, потому что при нынешнем дефиците бюджета Республики такое направление развития МСК приемлемо только для ограниченного количества МС, которые гарантированно будут истребованы в ближайшем будущем.

2. Максимальное использование действующего, ранее созданного мощностного и трудового потенциала, но при отсутствии большого роста потребностей в данном МС. Это объясняется тем, что горно-производственные условия действующих предприятий ухудшаются по мере углубления добычных работ; соответственно увеличиваются затраты, которые не обеспечивают конкурентоспособность предприятия при рыночной экономике. Существующие технологические схемы большинства горных предприятий Казахстана морально устарели, не обеспечивают комплексного использования ресурсов недр и ресурсорасточительны.

3. Экстенсивное шахтное строительство в соответствии с растущим спросом на отдельные виды МС при сохранении стареющего действующего шахтного фонда. Однако такое направление в бывшем СССР, привело к бедственному состоянию МСК.

4. Инвестиционное направление технологического перевооружения отрасли, основывается на идее широко масштабной реконструкции (модернизации) действующего шахтного фонда и выведения всех предприятий на современный мировой научно-технический уровень. Однако, нежелание западного и отечественных инвесторов вкладывать средства в рискованный горный промысел не позволяют развитию этого направления, по крайней мере в данный период времени.

5. Комплексная реструктуризация шахтного и карьерного фонда использует факт чрезвычайно большого разброса показателей эффективности добычи МС на разных месторождениях. Эффект, получаемый от перераспределения добычи МС в пользу участков с наилучшими горно-геологическими условиями, бывает очень велик. Достигается он за счет осуществления совершенно разных мер на группах предприятий с разными условиями, причем лучшие шахты и карьеры получают основную долю инвестиций и дополнительную нагрузку, средние — поддерживаются в неизменном состоянии без инвестиционной подпитки, а худшие — закрываются. Это, в принципе, отвечает требованиям рыночной экономики. Однако ломка устаревших структур проходит не легко и порождает безработицу на закрываемых предприятиях.

6. Выход на мировой рынок, однако, для многих видов МС —

это неприемлемо, так как они далеко расположены от морских портов. Рынки сырья давно заняты и отечественные производители не вписываются в мировые стандарты качества МС и не выдерживают жесткой конкуренции. Поэтому наиболее реалистичным является выход на мировой рынок с нашей продукцией возможно только через совместные предприятия с зарубежными партнерами.

7. «Национальная минерально-сырьевая безопасность страны». требует обеспечения полной независимости страны в МР в любой обстановке. Это концепция самоизоляции страны в чрезвычайных обстоятельствах, но она антирыночна, поэтому на наш взгляд не отражает ни реально достигнутой ситуации в мире, ни экономических возможностей Республики. Конечно, ради безбедной жизни в будущем, нет необходимости производить большие затраты, тем более их нет в настоящий период в Казахстане.

8. Экономия и ресурсосбережение МС. Это позволит снизить потребности в настоящее время и позволит вкладывать инвестиции в переработку МС, комплексное использование его в последующем, обеспечит технологию замкнутого цикла. Это направление кроме экономического эффекта дает крупный экологический эффект /2/.

Базовыми данными для разработки научно, технологически, экологически и экономически обоснованной стратегии развития горного дела Казахстана является полная и достоверная информация о структуре разведанных и подготовленных для комплексного промышленного освоения запасов месторождений полезных ископаемых, географо-экономических и горно-технических условиях их разработки, количестве и качестве разведанных запасов и их конкурентоспособности на внутреннем и мировом рынках.

Большинство горнорудных предприятий СНГ, в том числе и Казахстана, в настоящее время просиживают, так как децентрализован внутренний рынок, не говоря о выходе на внешний мировой рынок.

Мы считаем необходимым в ближайшее время создание горного конгресса Казахстана, а также открытие при Каз.НТУ – центра стратегических исследований горного дела РК.

Предварительные задачи, стоящие перед Центром – создание информационной базы горного дела Республики. Информационная база должна содержать геологическую, технологическую и экономическую информацию сквозного характера от геологии месторождения до мирового рынка; оценка влияния горного дела на показатели экономики и национальной безопасности.

Важным направлением стратегических исследований является прогнозирование развития горных систем, степень их интеграции и интернационализации. В настоящее время наблюдается интеграция открытой и подземной добычи полезных ископаемых, физико-химических и физико-технических способов разработки (технология кучного выпелачивания), работают системы, сочетающие горнодобывающий, металлургический и металлообрабатывающий этапы. Необходимо, чтобы интеграция осуществлялась на основании научного прогноза. И, наконец, – необходимо чтобы Центр обосновал направление научных исследований в Республике.

Положение в экономике страны, несмотря на наметившиеся признаки финансовой стабилизации, остается весьма сложным. Не преодолены еще многие кризисные явления. Продолжается снижение объемов производства продукции в ряде отраслей, в связи с чем задача стабилизации производства остается важнейшей в предстоящий период. Не потеряли своей актуальности и проблемы дальнейшего снижения инфляции, обеспечения устойчивого курса тенге и его конвертируемости, создания реальных предпосылок оживления экономики и последующего развития.

Казахстан и после распада СССР остается одной из крупнейших минерально-сырьевых стран мира. Так, по данным Лондонского уранового института, разведанные запасы урана по стоимости 80 долларов за 1 кг и ниже в странах СНГ оцениваются в 787 тыс.т из них в России – 127 тыс.т (16,1%), в Казахстане – 417 тыс.т (53%), в Узбекистане – 171 тыс.т (21,7%) и на Украине – 72 тыс.т (9,2%).

К традиционно актуальным задачам экономического реформирования добавляются новые проблемы и противоречия. На общую социально-экономическую ситуацию в стране отрицательно влияют усиливающаяся тенденция сужающегося производства в реальном секторе экономики, отсутствие необходимых условий для активации внутренних инвестиций, в том числе за счет нормализации имеющихся финансовых потоков, усиление платежного кризиса, ускоренный рост безработицы, сокращение бюджетных расходов и социальных программ, не прекращающееся падение жизненного уровня населения.

Безусловно, процесс передачи различных предприятий в управление в Казахстане иностранным инвесторам будет продолжаться по причине слабости бюджета, однако необходимо считаться с судьбой рабочего класса, которые хотят знать, свое будущее. Напряжение в сфере занятости населения в ближайшей перспективе будет возрастать, поэтому государ-

ство не должно заниматься прямым администрированием, что сужает значительную свободу экономического выбора.

Рынок страдает из-за непрозрачности и отсутствия информации о торговых операциях, вследствие этого вторичный рынок характеризуется низким уровнем ликвидности и высоким уровнем затрат на исполнение сделок. Непрозрачность рынка ценных бумаг не стимулирует мелких инвесторов участвовать в рыночных сделках, тогда как крупные участники рынка используют имеющуюся информацию о сделках с валютой для себя. В работе с мелкими инвесторами не заинтересованы и сами брокеры, так как до сих пор нет правовой возможности ведения счетов «ДЕГО» клиентов.

В отличие от России Казахстан имеет реальные перспективы раньше и активнее, чем Россия добиться высоких темпов экономического развития и ему придется в срочном порядке создавать аналогичную правовую и организационную базу. Желательно приступить к ее разработке как можно раньше.

Научно-техническая сфера в Казахстане больше чем в России отстает от преобразований в экономике и общественной жизни, особенно в реструктуризации и приватизации государственных научно-технических организаций.

Каз.Гос. ИНТИ рекомендует осуществление аналогичных мероприятий в Казахстане:

1. Проведение государственной аккредитации научно-исследовательских организации (НИО) с целью создания реестра НИО республики, действительно выполняющих НИОКР. Аккредитация должна стать основой для решения вопросов реформирования тех НИО, в которых большой удельный вес занимают работы, не связанные с исследованиями, а также для приватизации тех, которые выполняют в основном прикладные исследования.

2. Введение контрактной системы выполнения НИОКР по государственному заказам, как основы наведения порядка.

3. Совершенствование структуры управления и сети организации академической, вузовской и отраслевой науки с целью автоматизации структуры научно-технической сферы республики и объемов НИОКР по их видам, которые в настоящее время не соответствуют мировой практике. В зарубежных странах на фундаментальные и прикладные исследования приходится 35–40% общего объема НИОКР, на разработки 60–65%, а в Казахстане: на исследование – 75%, разработки – 22%, услуги – 3% по данным Нацстатагенства за 1997 г. В республиканских и отраслевых программах, а также отдельных проектах, финансируемых из государственного бюджета, предусматриваются задания преимущественно на исследования

без доведения их до конечной стадии разработок. Поэтому результаты выполнения программ и проектов не являются товарной продукцией и не находят сбыта. Следует также отметить, что в 90<sup>х</sup> годах в ряде развитых стран, имевших специальные министерства по науке (Франция, Германия, Италия), созданы единые министерства науки и образования.

4. Создание интегрированных научно-образовательных центров, включающих вузы и НИО. Общеизвестно, что в развитых странах мира основная наука сосредоточена в вузах, имеющих в своем составе НИИ и другие научные центры. В России многие университеты стали более эффективными центрами фундаментальных и прикладных исследований, чем академические учреждения (МГУ, Томский университет и др.) в Казахстане – Каз.ГУ, имеющий в своем составе 5 НИИ.

5. Повышение инновационной активности в стране. Создание нормативно-правовой базы развития такой деятельности. Главным направлением мировой научно-технической политике в последнее десятилетие стало инновационное. В России за последнее время создана солидная нормативно-организационная база для активации инновационной деятельности в промышленности, которой следует воспользоваться для разработки соответствующей базы в Казахстане.

6. Создание нормативно-правовой базы охраны интеллектуальной собственности казахстанских авторов и патентодержателей в процессах внутри республиканского и международного оборота результатов интеллектуальной деятельности, особенно в части защиты государственных интересов. В действующем республиканском законодательстве по авторскому и патентному праву государственные интересы не учтены. Используя действующее законодательство Республике Казахстан, государственные интересы республики должны защищаться, прежде всего, путем их отражения в контрактах на выполнение государственных заказов.

Проблема привлечения в экономику иностранных инвестиций (ПИИ) имеет свои положительные и отрицательные стороны,

Положительными являются – восполнение транснациональными корпорациями нехватку ресурсов при сопоставлении желаемого объема инвестиции с наличным объемом национальных сбережений. Следующий позитивный момент – частные иностранные инвестиции позволяют восполнить разницу между объемом иностранной валюты, необходимой для осуществления программ развития, и чистыми поступлениями от национального экспорта и государственной помощи развитию. Третья проблема – это преодоление разрыва между предпола-

гаемыми налоговыми поступлениями в государственный бюджет и реально полученной суммой налогов. И наконец, приток ПИИ частично восполняет нехватку управленческого и предпринимательского опыта, технологии и квалификационных навыков,

Отрицательными моментами являются то, что эти компании ограничивают конкуренцию путем заключения с правительством РК эксклюзивных соглашений о производстве, минимизируя реинвестирование и формируя доход, в основном, для слоев населения с низкой склонностью к сбережению. Они препятствуют развитию местных фирм, которые могли бы поставлять для этих компаний материалы и оборудование, заменяющие аналогичный импорт из их зарубежных филиалов.

Более того, в случае высоких ставок налогов ПИИ могут искусственно завысить цены на материалы и оборудование, получаемые из зарубежных стран, и переводить прибыли в филиалы в странах с низким уровнем налогообложения (то есть, применять так называемое трансфертное ценообразование), при этом правительство РК практически лишено контроля за этими финансовыми потоками.

Ухудшение платежного баланса может произойти в результате значительного объема импорта материалов и средств производства. А также из-за вывоза прибыли, выплаты процентов, роялти, вознаграждений менеджерам и т. п.

Выплачивая корпоративные налоги, ПИИ оказываются в льготных условиях, так как заключают соглашения с правительством РК о льготном налогообложении, практикой трансфертного ценообразования, крайне льготным режимом для иностранных инвестиций, скрытым государственным субсидированием и представлением иностранным компаниям протекционистских тарифов.

Следующий аргумент заключается в том, что иностранные компании предоставляют управленческий и предпринимательский опыт, технологии и связи с зарубежными партнерами. Вместе с тем, в целях обеспечения лидирующих позиции на местных рынках, они могут не оказывать существенного влияния на рост национального экономического потенциала, а иногда и тормозить этот процесс сдерживания национального предпринимательства.

Могущественные транснациональные компании, получив контроль над местными производственными активами и рынком рабочей силы, смогут оказывать значительное влияние на процесс принятия решения на всех уровнях, вплоть до политических интриг.

Казахстанским горнорудным предприятиям, безусловно,

необходимо принятие частного иностранного капитала при условии совпадения интересов.

Теория международных инвестиций выделяет четыре причины, заставляющие иностранные фирмы инвестировать за рубежом.

**1. Ресурсы.** Доступ к ресурсам более высокого качества или по более низким ценам, чем в своей стране.

**2. Рынки.** Доступ к местному рынку и выгода от использования культурных и других связей.

**3. Эффективность.** Реорганизация существующего производства страны-реципиента с целью повышения производительности, расширения ассортимента производственных товаров и усиления рыночной позиции инвестора.

**4. Стратегия.** Сокращение рисков, достижение эффективности роста от масштабов производства, усиление конкурентной позиции фирмы.

В ближайшие годы наиболее важное значение для иностранных фирм при принятии решения о выборе страны базирования будут иметь критерии: возможности роста внутреннего рынка, существующий размер рынка, перспективы получения прибыли, доступ к рынку, политическая и социальная стабильность, качество труда, законодательная среда, качество инфраструктуры, уровень развития производства и предоставляемых услуг. Таким образом, наиболее важным фактором, влияющим на принятие решения о выборе страны базирования, является емкость внутреннего рынка, определяющая объемы продаж в настоящем и объемы продаж, ожидаемые в будущем.

К сожалению, для Казахстана с его небольшим населением, огромной территорией и практически неразвитой инфраструктурой, соседство с такими странами как Китай и Россия, обладающими таким потенциалом внутренних рынков, дешевой рабочей силой, довольно развитой промышленностью и относительно благоприятным инвестиционным климатом, в будущем обернется жесточайшей конкуренцией за привлечение иностранных инвестиций.

В последние годы наиболее привлекательным для иностранных инвесторов в Казахстане были горнодобывающие, обрабатывающие и нефтегазовая промышленность, цветная и черная металлургия. В прошлом приток иностранных инвестиций в эти отрасли во многом определялся приватизацией и процессом передачи крупных предприятий в управление зарубежным компаниям, а также подписанием так называемых «контрактов века» – соглашения о разделе продукции по Северному Каспию и Карачигану.

Горнодобывающие предприятия выбирают ограниченный и

невосстанавливаемый ресурс (природные ресурсы), их деятельность приводит к сокращению накопленного уровня физического капитала в экономике. В этой связи инвестиции, связанные с добычей полезных ископаемых рассматриваются как отрицательные инвестиции. Об этом свидетельствуют существующие в разных странах специальные методики отражения в Системе национальных счетов (СНС) степени истощения недр в связи с добычей природных ресурсов. С экономической точки зрения, эти предприятия должны инвестициями в другие виды экономической деятельности, по крайней мере, восстановить исходный уровень капитала, т.е. создать новые обрабатывающие производства, строить жилье, развивать инфраструктуру региона.

Из имеющихся статистических данных по предприятиям-недропользователям наибольший интерес представляет структура инвестиции в нефинансовые активы.

Общий объем инвестиции в нефинансовые активы, направленный на проведение операции по недропользованию минерального сырья за 1998 год составил 134,7 млрд. тенге или 30% от республиканского объема инвестиции в нефинансовые активы, что в сопоставимых ценах на 45% больше инвестиций, осуществленных недропользователями в 1997 году. Здесь наиболее активными по формам собственности оказались частные предприятия – 95,1%; затем – доля предприятий и организаций других государств – 4,1% и предприятий государственной собственности – 1%.

Объем инвестиции в основной капитал составил 96 млрд. тенге или 71% от общего объема инвестиций в нефинансовые активы (для сравнения в 1997 г. удельный вес инвестиции в основной капитал в общем объеме инвестиций в нефинансовые активы составил 68,2%).

Произошел резкий рост инвестиции предприятий-недропользователей в нежилые здания и сооружения с 26% общего объема инвестиций в основной материальный капитал в 1997 году до 62% в 1998 году. При этом анализ воспроизводственной структуры капитальных вложений показывает, что инвестиции осуществлялись в уже существующие здания и сооружения, а незначительные расходы были осуществлены на бурение новых скважин и обустройство месторождений.

В целом, качественные изменения в структуре инвестиций предприятий-недропользователей свидетельствуют о том, что в этой сфере происходит процесс перераспределения прав собственности на уже существующие объекты, в ходе которого не происходит существенного расширения инвестиционных расходов на новое строительство и техническое перевооруже-

ние и реконструкцию. Это означает, что даже в этой приоритетной для инвесторов сфере инвестиции носят «непродуктивный» характер и не могут рассматриваться в качестве источника для будущего экономического роста, поэтому в Казахстанские горнодобывающие предприятия необходимо вмешательство государства с целью вывода их из кризисного положения.

## **1.2 Использование системы PERT для выбора процессов горных работ, подлежащих исследованию**

Характерная черта научно-технических разработок – это их новизна. Во многих случаях разработка ведется не просто путем совершенствования существующих технических средств и применением известных научных идей и методов, а путем создания совершенно новых технических средств и разработки принципиально новых теоретических основ создаваемых сложных систем. Вместе с тем здесь присутствует множество случайных факторов, воздействующих на процесс разработки в течении длительного времени от начала проведения НИР и ОКР до внедрения новой системы; возможностью непредвиденных изменений в самом составе работ.

В бывшем СССР, а равно в настоящем суверенном государстве – Казахстан сложилась недостаточная гибкость планирования: отражение процесса создания нового объекта не в динамике, а в стратегическом состоянии, фиксируемом на определенную дату или период. Это привело к тому, что планирование и учет постепенно приобрели формальный, догматический характер. Очень часто созданные ранее календарные графики работ и заданные планом показатели в результате изменений в процессе разработки быстро устаревают и перестают отражать реальную жизнь.

Первая попытка использовать сетевую модель комплекса операции для целей планирования и управления относится к 1956г. когда совместными усилиями компании «Дюпон» и «Ремингтон Ренд Юнивек» был разработан метод критического пути, а 1958г отделом специальных проектов управления ВМС США и отделением ракетной фирмы «Локхид» был разработан первый вариант системы PERT-Time (Program evaluation and review technique) /3, 4, 5, 6/.

Только благодаря внедрению системы PERT-Tite первоначальные сроки ввода в действие ракетного комплекса «Пола-рис» удалось сократить более чем в два года.

Системы типа PERT-Tite были использованы для управления важнейшим разработчиками военной техники: ракеты

«Игл» класса «воздух-воздух», противосамолетного снаряда «Тифон», антиракеты «Ника-Зевс», самолетоносителя «Игл-Мисайлер», реактивного снаряда «Скайболт» класса «воздух-земля», самолетов В-70 и ТЕХ, баллистических ракет «Минтимен», «Сатурн», «Титан-III», космического корабля «Аполлон-II», искусственных спутников земли «Мидас», «Самос» (спутников) и др.

В 1962 г. системы PERT-Time перешагнули границы военных отраслей, а с 1963 г. стали широко применяться в других наиболее развитых капиталистических странах: Англии, Италии, Франции, ФРГ.

В СССР в 1964 г. СПУ были усиленно применены в строительстве Бурштынской ГРЭС и Лисичинского химкомбината на Украине совместно с Госстроям УССР и Институтом Кибернетики Академии наук УССР. В 1965 г. были разработаны и утверждены Госкомитетом по координации НИР СССР «Основные положения по разработке и внедрению системы СПУ».

При проектировании угледобывающей отрасли Казахстана институтом «Карагандагипрошахт» совместно с всесоюзным НИИ «УкрНИИПроект» при участии КазПТИ были разработаны СПУ для разреза «Богатырь» Экибастузского месторождения. При разработке СПУ соблюдались несколько весьма несложных логических правил, вытекающих из разнообразных свойств работ, событий и путей, а также из требований, которые предъявляет использование вычислительной техники.

В сети не должно быть событий, из которых не выходит ни одна работа, если только эти события не являются для этой сети завершающими (рис.1).

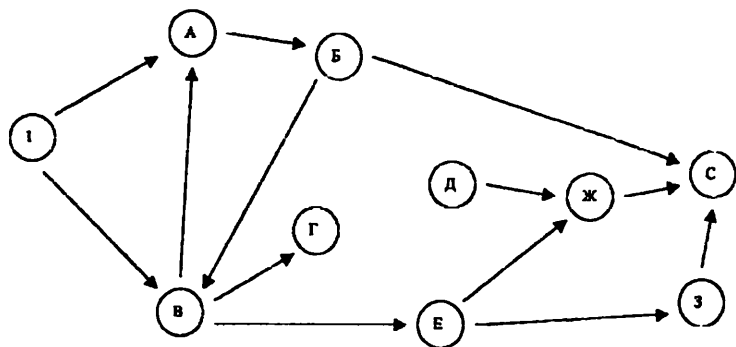


Рис. 1

Завершающее событие С, однако легко заметить, что из события Г тоже не выходит работа, его называют «тупиковым»,

что означает ошибка если работа, не влияющая на результаты конечной работы, то ее можно вычеркнуть.

Аналогично, в сети не должно быть событий, в которые не входит ни одна работа, если только эти события не являются для данной сети исходными. Например, событие Д, их называют «хвостами». Если это не ошибка, то необходимо найти предшествующие работы, с которым связана эта работа.

В сети не должно быть замкнутых контуров: работа АВ, БВ и ВА. Не должно быть имеющих одинаковые цифры событий или работ. Это правило непосредственно связано с возможностью применения ПЭВМ (рис.2).

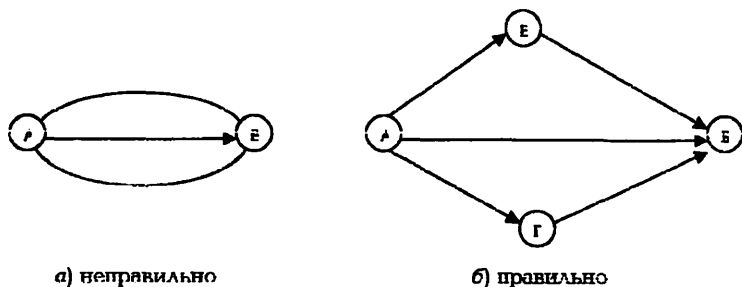


Рис. 2

Аналогично, должны быть соблюдены и другие правила. Многолетние исследования автора позволили сделать вывод о необходимости рассмотрения исследований в горнодобывающей отрасли народного хозяйства в комплексе с перерабатывающей промышленностью и с учетом требований рыночной экономики. Анализ деятельности множества горнодобывающих предприятий бывшего Союза показал необходимость отыскания тех «узких мест» отдельных процессов горного производства, решение которых возможно только путем использования сетевых графиков. Критические пути сетевых графиков планирования и управления горным производством на большинстве шахт и рудников проходят по отдельным процессам, как например, процесс разрушения горных пород взрывом, механизация взрывных работ, комплексная механизация производственных процессов на основе использования техники непрерывного действия, учет величин потерь и разубоживания полезного ископаемого на контакт с вмещающими породами и др.

## Глава 2. МЕХАНИЗМ РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД ВЗРЫВОМ КОЛОНКОВЫХ ЗАРЯДОВ

### 2.1 Анализ существующих взглядов на механизм разрушения среды взрывом

Группа специалистов механизм разрушения среды взрывом рассматривают без учета характера среды /7, 8, 9/. Так, Зельдович Я.Б. для объяснения процесса взрыва и его воздействия на окружающую среду проделал специальные опыты с газами, заключенными в цилиндрическом резервуаре и установил, что разрушение любой среды зависит от движения фронта ударной волны.

Исследуя действие взрыва в твердой среде (грунты и скальные породы) на выброс, сброс, дробление, направленный взрыв и кпд взрыва, ряд исследователей во главе с Покровским Г.И. пришли к выводу, что разрушение массива, в основном, происходит не там, где действуют наибольшие сжимающие силы, а там, где каким-то образом проявляется влияние свободной поверхности /10, 11, 12, 13/.

Ханукаев А.Н., Баранов Е.Г., Мосинец В.Н. и др. провели специальные эксперименты на модели цементного блока, с закладкой заряда внутри цилиндрического углубления, типа шпура или скважины, по центру блока /14/.

На основе опытов установлено, что увеличение веса больше некоторой величины не позволяет улучшить качество дробления выше, чем на 5-6%, тогда как энергия разлета частиц возрастает почти на 200%. Отсюда вывод, что любые горные породы имеют определенный предел энергосмкости разрушения, превышение которого, за счет увеличения ВВ, концентрации ВВ на единицу длины или объема разрушения среды, не позволяет улучшить качество дробления, а приводит к затратам значительной части энергии взрыва на выброс. Авторы указывают, что с переходом пластических деформации на дальнейшее трещинообразование происходит переход от гидродинамического состояния породы к состоянию твердой среды. При этом происходит интенсивное трещинообразование до зоны радиусом  $7R_0$ . Если же интенсивность трещинообразования развивается и за пределами  $7R_0$ , то это обусловлено влиянием только обнаженных поверхностей.

Предполагается, что длительность действия газов и длительность фазы волны напряжений, в породах с большой акустической жесткостью, в которых зона пластической деформации мала, равны друг другу.

В экспериментах с водяной забойкой и с зазором между за-

рядом и зарядной камерой  $0,6R_0$ , максимальные радиальные напряжения на расстоянии  $15,6R_0$ , возросли в 1,3 раза при взрывании мраморных массивов. Длина заряда и забойки, зазоры между патроном ВВ и стенкой зарядной камеры должны выбираться таким образом, чтобы обеспечить более полное превращение энергии газообразных продуктов взрыва в волну напряжений.

Рубцов В.К. на основе производственных экспериментов установил, что в силу статистической (теории хрупкой прочности) природы распределения дефектов в горной породе среднее разрушающее напряжение при увеличении масштаба образца снижается-значит испытания образцов, сплошность которых нарушена точечными, как бы «вкрапленными» дефектами, а не динамических процессов в натуре, не может служить основой для расчетов. При дроблении трещиноватого массива существуют две специфические особенности:

1) форма и предельный размер кусков зависят от геологических особенностей (блочности) взрываемой породы. Наблюдается геометрическое подобие кусков в разных классах крупности;

2) в большинстве случаев при взрыве существует некоторая зона, в пределах которой порода не подвергается дроблению, а разваливается на естественные отдельности. Обычно эта зона находится в верхней части уступа (в районе расположения забойки), иногда приурочена к направлению сопротивления по подошве уступа.

Давыдов С. А. отмечает, что трещины в горной породе могут быть зияющими, заполненными рыхлыми образованиями, сомкнутыми, волосяными или зацементированными вторичным минеральным цементом. При переходе через участок среды, имеющей резко отличную плотность, напряжения резко снижаются и, достигая следующей отдельности, уже недостаточны для ее раздробления, а способны лишь придать этой отдельности поступательное движение.

Автором был обобщен значительный материал, главным образом, по работам ПЭУ «Союзвзрывпрома», на основе которого предлагается классификация горных пород по трещиноватости (табл. 1).

В основу классификации положена возможность регулирования степени дробления в зависимости от трещиноватости массива.

Имеется  $K_t$  — коэффициент трещиноватости, который по мнению автора, целесообразно, в частности, ввести в расчетную формулу для определения величины сопротивления по подошве уступа:

Таблица 1

| Характеристика трещиноватости                                                                                                                               | Значение $K_T$ |
|-------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|----------------|
| Монолитные или крупноблочные вязкие породы с отдельностями, уходящими в почву уступа.                                                                       | 1,00           |
| Породы, разбитые на отдельности сомкнутыми или зацементированными трещинами.                                                                                | 1,05           |
| Сравнительно трещиноватые вертикально залегающие породы.                                                                                                    |                |
| Трещиноватые породы. Часть трещин зияющие или заполнены рыхлым образованием                                                                                 | 1,10           |
| Сильно трещиноватые породы. Массив разбит на мелкие блоки зияющими или заполненными рыхлыми образованиями трещинами; залегание любое кроме горизонтального. | 1,15           |
| То же, при горизонтальном залегании и наличии слабых прослоек по подошве. Кроме того, мелкоблочные полускальные породы.                                     | 1,20           |

$$W_n = 53 K_T \sqrt{\frac{\Delta}{\gamma}}, \text{ м}, \quad (1)$$

где  $\Delta$  – плотность ВВ, г/см<sup>3</sup>;

$\gamma$  – объемный вес породы, г/см<sup>3</sup>.

Данчев П. С. и Пучков Я. М. экспериментально доказали, что на степень дробления существенного эффекта не оказывает увеличение числа обнаженных поверхностей (при взрыве гранита и гипса), а влияет взрывание первого заряда относительно второго. Так, первый заряд создаст не только обнаженную поверхность, но и дробит породу в сторону следующего заряда. При этом оптимальным является коэффициент сближения скважин, равное  $m \approx 2/21$ .

Качество взрыва предлагается определять:

$$\frac{V_1}{S_1}, \frac{V_2}{S_2}, \frac{V_3}{S_3}, \dots, \frac{V_i}{S_i}, \quad (2)$$

где  $V_1, V_2, V_3, \dots, V_i$  – объемы отдельных кусков;

$S_1, S_2, S_3, \dots, S_i$  – соответствующие площади поверхности кусков. Объективной оценкой кусковатости считается средний диаметр куска

$$D_{cp} = \frac{q_1 f_1 + q_2 f_2 + \dots + q_n f_n}{Q} \text{ мм}, \quad (3)$$

где  $f_1, f_2, \dots, f_n$  – средние диаметры отдельных кусков, мм,

$q_1, q_2, \dots, q_n$  – объемы отдельных кусков, м<sup>3</sup>;

$Q$  – объем взрываваемой горной массы.

О.Е.Власов и С.А.Смирнов приводят основы расчета дробления горючих пород взрывом. Если деформация не выходит за пределы упругости, то скорость  $W$  распространения такой волны будет:

$$W = \sqrt{E/\rho} , \quad (4)$$

где  $\rho$  – плотность среды;

$E$  – модуль упругости среды.

Зная величину  $W$ , нетрудно подсчитать время  $\Delta t$ , в течение которого энергия взрыва будет распределена в пределах области радиуса  $R$ .

$$\Delta t = R/W , \quad (5)$$

Среднее расчетное давление газов

$$p = Q/\Delta V, \quad (6)$$

где  $Q$  – энергия, выделяющаяся при взрыве;

$\Delta V$  – если бы работа совершалась в течение конечного промежутка времени, то газы за это время увеличили бы свой объем на этот объем.

Величина удельной потенциальной энергии  $A_s$  может быть вычислена по данным лабораторных испытаний, если известны предел текучести  $\sigma_s$  и модуль упругости  $E$

$$A_s = \frac{\sigma_s^2}{2E} . \quad (7)$$

Для последующих расчетов удобнее величину  $A_s$  выражать не как потенциальную энергию, а как равную по величине ей кинетическую энергию, которая в случае полного перехода в работу деформации обеспечивает наступление условия пластичности. Соответствующую величину скорости  $U_s$  назовем критической скоростью на сжатие и будем определять из условия

$$A_s = \frac{\rho U_s^2}{2} \quad \text{или} \quad U_s = \frac{\sigma_s}{\sqrt{E\rho}} \quad (8) \text{ и } (9)$$

Выделив область в разрушаемой среде с ребрами параллельными осям координат и имеющим длину  $2\alpha$ . В таком случае энергия, расходуемая на деформацию куба, будет

$$E = \frac{4}{3}\alpha^3 \rho D , \quad (10)$$

где  $D$  – критерии дробимости.

Следует отметить, что величина энергии деформации зависит не только от места, где рассматривается процесс дробления,

но и от величины вырезанной области. Однако эта зависимость не будет выражаться просто пропорциональностью объему области, а определяться пятой степенью длины половины ребра куба. Это значит, что для больших областей энергия  $E$  будет значительно превосходить ту работу  $A_s$ , которая должна быть затрачена для достижения условия пластичности:

$$E_s = 8\alpha^3 A_s = 4\alpha^3 \rho U_s^2 \quad (11)$$

Наиболее вероятный размер куска породы, который должен сохраниться целым, без последующего дробления, будет определяться из условия  $E = E_s$ :

$$\frac{4}{3}\alpha^5 \rho D = 4\alpha^3 \rho U_s^2; \quad \alpha = U_s \frac{\sqrt{3}}{\sqrt{D}} \quad (12) \text{ и } (13)$$

Этим оправдывается наименование функции  $D$  критерием дробимости. Действительно при больших значениях  $D$  имеем малые величины  $\alpha$  и, наоборот. В случае хрупкого разрушения породы вместо  $U_s$  следует подставить  $U_z$ .

Численное значение критерия дробимости

$$D = \frac{3RQ}{\pi \rho r^6}, \quad (14)$$

где  $r = x$  — расстояние от центра (оси) заряда до исследуемого куска.

Отсюда вычисляем средний вероятностный размер куска.

$$\bar{\alpha} = \frac{U_s \sqrt{3}}{\sqrt{\frac{3RQ}{\pi \rho r^6}}} = U_s \cdot r^3 \sqrt{\frac{\pi \rho}{RQ}}. \quad (15)$$

Недостатком рекомендуемой расчетной величины куска является то, что механика массива горных пород не всегда подчиняется механике сплошных сред.

Таким образом, анализ существующих взглядов на механизм разрушения среды показывает необходимость изучения поведения горных пород конкретного месторождения при определенных физико-механических свойствах, испытания различных видов ВВ, а также конструкцию зарядов, взаимное расположение зарядов, технологию взрывания и т. д.

## **2.2 Исследование механизма разрушения среды колонковыми зарядами на модели**

Пятое научно-техническое совещание по техническому прогрессу в области буровзрывных работ приняло следующее решение в области взрывных работ: «Для существенного улучшения качества взрывания, в первую очередь дробления горной массы, возможно близкое к заданным кондициям, повышения эффективности и снижения себестоимости взрывных работ, рекомендовать предприятиям горнодобывающей промышленности и строительным организациям, ведущим взрывные работы на открытых и подземных разработках, шире применять в соответствующих условиях заряды с воздушными промежутками как при открытых, так и при подземных работах /16/.

С помощью сверхскоростной фоторегистрирующей установки с частотой 0,6–2,5 млн. кадров в секунду (по методике Днепропетровского горного института) были исследованы образование и развитие трещин в стеклянных моделях, имеющих форму уступа, при различных конструкциях зарядов. При этом оправдались гипотетические взгляды, заключающиеся в том, что при применении воздушных промежутков увеличивается скорость деформации среды.

Исследования Н.В.Мельникова и Л.Н.Марченко, проведенные на стеклянных моделях показывают, что при всех конструкциях зарядов разрушение происходит от заряда к поверхности обнажения. Причем, при применении зарядов с воздушными промежутками после 15–18 мксек. от начала детонации заряда наблюдается разрушение и со стороны поверхности уступа, являющиеся результатом увеличения воздействия волн отражений.

Применение указанных конструкции зарядов привело к изменению действия взрыва на окружающую среду, т. е. перераспределению его энергии и повышению полезной работы. Кроме того, значительно усиливается общее действие взрыва и дробление распространяется на сравнительно большой объем разрушаемой среды /17, 18, 19/.

Многочисленными исследованиями в производственных условиях под руководством академика Н.В.Мельникова и доктора технических наук Л.Н.Марченко установлено, что при взрывании зарядов с воздушными промежутками получается более равномерное дробление скальных горных пород: размер среднего куска уменьшается в 1,5–2 раза, выход негабаритных кусков снижается в 2–10 раз, а в некоторых случаях полностью исключается.

В большинстве случаев уменьшается удельный расход ВВ

на 10–28 %, развал горной массы получается более компактным.

При зарядах с воздушными промежутками размер среднего куска тем меньше, чем труднее взрывается порода.

Производительность погрузочно-транспортных средств при таком методе взрывания увеличивается до 25 %, а иногда и вдвое при параллельном снижении стоимостных затрат на взрывные работы и повышении производительности труда.

Применение зарядов с воздушными промежутками при разработке весьма крепких вязких габбро-диабазовых пород также обеспечило наилучшие показатели взрыва.

В практике разработки руд подземным способом также начали применять воздушные промежутки и результаты их указали на эффективность этих зарядов для определенных условий. При этом производительность выпуска увеличивается до 35%, а удельный расход *ВВ* снижается на 10–27 %.

Гипотезы, выдвинутые Н.В.Мельниковым и Л.Н.Марченко, были теоретически доказаны Ф.А.Баум /20/, а затем специальными проверочными исследованиями Днепропетровского горного института Ф.И.Кучерявый, М.Ф.Друкованный и Ю.В.Расп /21/. Более полно эффект воздушных промежутков теоретически показал В.Н.Родионов: работу, совершаемую продуктами взрыва, приравнял внутренней энергии взрыва /22/.

$$E = \int_{V_B}^{\infty} PdV . \quad (16)$$

Он пришел расчетным путем к выводу, что зависимость полезной работы взрыва от плотности заряжения имеет максимум.

По исследованию динамического поля напряжений, в условиях лаборатории ИГД им. А.А.Скочинского, были проведены специальные взрывы на модели из плексигласа методом фотоупругости и с помощью СФР при поляризованном свете.

Эти опыты также подтвердили повышение полезного использования энергии взрыва при рассредоточенных зарядах с воздушными промежутками за счет весьма сложных интерференционных явлений.

Экспериментальные работы по применению методов оконтуривающего взрывания при очистной выемке жил на Акчатауском руднике показали необходимость исследования различных конструкции зарядов. Были испытаны следующие конструкции зарядов:

- а) из неуплотненных патронов *ВВ*;
- б) из патронов *ВВ* малого диаметра;
- в) с воздушным кольцевым зазором;

- г) с воздушным промежутком перед забойкой;
- д) рассредоточенные глиняными пыжами;
- е) рассредоточенные деревянными фальшпатронами;
- ж) рассредоточенные деревянными стержнями;
- з) рассредоточенные воздушными промежутками.

В результате этих исследований установлено, что применение конструкции зарядов (е, ж, з) позволяет снизить прихват боковых пород в 1,4–1,7 раз. Меньшее значение прихвата получается при породах устойчивых и средней устойчивости, а большее – при неустойчивых и трещиноватых боковых породах /23, 24/.

Положительный эффект зарядов с воздушными промежутками по снижению разубоживания руды послужил поводом для детального исследования влияния этих зарядов на качество дробления отбитой горной массы.

В настоящее время как отечественная, так и зарубежная практика разработки месторождений полезных ископаемых располагает незначительным опытом по исследованию снижения выхода мелкой фракции при взрывной отбойке. Тем не менее имеется ряд работ, посвященных этой проблеме.

Впервые этот вопрос, с точки зрения изучения качества дробления при взрывных работах, выдвигает профессор Мачинский М.В. /25/. Он отмечает, что переизмельчение породы способствует образованию «бросовой мелочи», которая приводит к экономическим потерям.

Инженер ПЭУ Союзвзрывпрома Архипов П.Г. исследовал вопросы дробления на Блявинском руднике и пришел к выводу о необходимости снижения выхода руды мелкой фракции /26/.

На Блявинском руднике оказалось, что каждый процент увеличения кусковатости дает производству значительный экономический эффект, так как для плавки медно-серный завод не принимает около половины руды из-за измельчения.

Специальные исследования по измерению и учету качества дробления проводились рядом исследователей под руководством профессора Барона Л.И. Он рассматривает кондиционность дробления не только по снижению выхода негабарита, но и по уменьшению выхода несортируемой мелочи для большинства рудных месторождений.

Например, в Кривбассе наиболее высококачественные железные руды, загружаемые на переплавку непосредственно в мартеновскую печь (так называемые «мартеновские руды»), должны поступать крупностью кусков от 40 до 100 мм в поперечном измерении.

При доменной плавке увеличение выхода мелочи вызывает резкое возрастание расхода горючего и весьма существенно

понижает производительность печей. Это обстоятельство придало большую остроту проблеме повышения выхода кусковых руд при разработке железорудных месторождений СССР.

При разработке руд цветных и редких металлов увеличение выхода рудной мелочи при отбойке приводит к резкому возрастанию потерь металлов в процессе добычи и транспортировки руды. Как правило, наиболее легко теряемые мелкие рудные фракции больше других обогащены металлом, так как основные компоненты наиболее хрупкие. Вредное влияние оказывает большое содержание мелочи и при обогащении руд многих цветных металлов.

Одним из эффективных методов снижения мелочи является применение скважинной отбойки. Измерения показали, что при шпуровой отбойке выход мелочи на 30–40 % больше, чем при отбойке глубокими скважинами. Однако применение последнего не всегда возможно.

Исследованиями также установлено, что выход мелочи при системах с магизированием руды приводит к искусственному снижению содержания металла в отбитой горной массе, так как в ходе выпуска мелкая фракция откладывается в лежащем боку отрабатываемого блока и остается не извлеченной.

Исследованиями ИГД АН СССР, проведенными в условиях рудников Хрустальнинского ГОКа, Дарасунского рудника и др., установлено, что с уменьшением угла падения жил потери руды в мелкой фракции растут. Поэтому после отработки блока производят гидросмыв мелочи.

Полученный экономический эффект в два раза превышает затраты на приобретение гидромониторов, трубопроводов и пр., и рекомендуется в аналогичных условиях применять этот метод.

Смыв ручной мелочи в рудниках Дальнего Востока позволили за три года из ста блоков возвратить 50 тыс. тонн руды. Гидросмыв предусматривается во всех локальных проектах. На Краснореченском комбинате на обогатительной фабрике внедрен высокоэффективный способ обогащения оловянно-полиметаллических руд в тяжелых суспензиях, который позволяет сбрасывать в начале процесса до 30% легкой фракции с отвальным содержанием металлов. Потери в виде рудной мелочи, остающиеся в отработанных блоках, достигают 10%, причем, как правило, содержание металла в рудной мелочи выше среднего содержания в отработанном блоке. Блоки, в которых применили гидрозачистку, имели ширину очистного пространства 1 м, слой рудной мелочи, оставшейся после выемки основных запасов, составлял 0,13 м. Содержание олова, свинца и цинка в рудной мелочи было больше, чем в добытой при основной выемке руды, соответственно, на 30, 50 и 70%.

При разработке жильных месторождений редкометалльных руд, вопрос улучшения качества дробления имеет первостепенное значение для повышения технико-экономических показателей месторождения. В настоящее время в мировой практике почти на всех рудниках существуют максимально допустимые размеры кусков. К сожалению, не всегда устанавливается минимальный предел крупности кусков, что нередко приводит к значительным потерям ценной руды в мелкой фракции. После выпуска руды из различных блоков на ш. «Капитальная» был произведен анализ гранулометрического состава оставшейся в блоках мелочи. При этом установлено, что рудная мелочь представляет собой сыпучую массу, от пылевидной фракции до кусков размерами 100–50 мм. Однако в рудной мелочи кусков размерами 100–50 мм встречается незначительно. Поэтому максимальный размер остающейся мелочи нами принят в 50 мм.

На основании изложенного, нами разработаны теоретические аспекты действия взрыва при колонковых рассредоточенных зарядах, изучение механизма действия взрыва этих зарядов на модели и рекомендован новый вариант комбинированной системы разработки при шпуровой и скважинной отбойке жил с магизинированием руды.

## **2.3 Использование новых конструкции зарядов при варианте комбинированной системы разработки месторождений полезных ископаемых**

Основоположниками теории действия взрыва являются советские ученые: Ф.А.Баум, А.Р.Беляев, О.Е.Власов, М.А.Лаврентьев, Г.И.Покровский, К.А.Рахматулин, М.А.Садовский, К.П.Станюкович, А.Н.Ханукаев и другие. Из дальнего зарубежья теорией действия взрыва занимались Р.Эш, Г.Гопкинс, Г.Кольский, Р.Коул, Дж.Пирсон, Дж.Райнхарт, Г.А.Сельберг, Кумао Хино и другие /27, 28, 29, 30/.

К вопросу разработки теории детонации относятся труды Я.Б.Зельдович, А.С.Компанейца, Л.Д.Ландау, К.П.Станюкович, Б.В.Войцеховского, Р.И.Солоухина и другие /31, 32/.

Однако до настоящего времени сравнительно быстрое развитие и окончание взрыва, а также сложность явлений, происходящих при взрывах, не дают возможность полностью проследить те процессы, которые происходят как внутри заряда, так и в окружающей среде в период его протекания. Не существует и универсальной теории действия взрыва в твердой среде. Основным источником, доступным для экспериментатора при взрыве, является его конечный результат. Но это не

всегда бывает достаточным для управления действием взрыва, иначе говоря, сущность взрыва остается не до конца раскрытой.

С развитием горной промышленности современные требования к производству взрыва при отбойке резко возросли. С появлением приборов, достаточно точно и быстро регистрирующих динамические колебания в массиве, методов моделирования взрыва и математических методов анализа стало возможным более глубокое и всестороннее изучение процесса взрыва.

Имеется ряд теорий и гипотез по разрушению горного массива взрывом, созданных по результатам конкретных исследований отдельных теоретиков или группы ученых, а также научно-исследовательских институтов. Однако как отмечают специалисты, применение той или иной теории без дополнительных исследований, с учетом особенностей технологии отбойки и горногеологических условий данного месторождения, не всегда может быть удачной при решении поставленной задачи. На основе этих рекомендаций нами произведен аналитический расчет полного импульса взрыва, передаваемого окружающей среде при применении рассредоточенных скважинных зарядов.

Начальное давление продуктов детонации при взрыве обычной (сплошной) конструкции заряда определяется по следующей формуле /33/

$$P_n = \frac{1}{8} \rho_{BB} D^2, \quad (17)$$

где  $\rho_{BB}$  — плотность  $BB$ ;  
 $D$  — скорость детонации.

Начальное давление продуктов детонации при взрыве новой конструкции заряда можно определить, если исходить из следующей физической схемы. Заряд с воздушными промежутками рассматривается как эквивалентный, сплошной заряд, но с большей, чем у обычного заряда, высотой при соответственно меньшей плотности  $\rho$ . Такой подход к данному вопросу является вполне правомерным, так как давление в рассматриваемой части скважины (высотой, равной  $H_0$ , см. рис. 4), действительно успеет усредниться прежде, чем забойка сместится на сколько-нибудь заметное расстояние.

Из рисунка 3 видно, что  $H_0 = H_2 + H_3$ , (где  $H_3 = h_1 + h_2$  — есть суммарная высота всего заряда в целом). Поскольку сжатые продукты взрыва, как известно, расширяются по закону  $PV^3 = \text{const}$ , то очевидно, что начальное усредненное давление  $P_0$  в объеме, занятом зарядом новой конструкции, будет

$$P_o = P_n \frac{1}{\left(1 + \frac{H_B}{H_3}\right)^3}. \quad (18)$$

А усредненная плотность газов в том же объеме

$$\rho_o = \rho_{BB} \frac{1}{1 + \frac{H_B}{H_3}}. \quad (19)$$

Зная давление продуктов детонации, определяем общее давление на боковую поверхность скважины:

$$P_{\text{общ}} = P_H S_{\text{бок}} \quad (20)$$

где  $S_{\text{бок}} = 2\pi r l$ ;

$d$  – диаметр скважины;

$l$  – длина скважины.

Точное решение задачи о распределении импульса взрыва вдоль образующей скважины представляет значительные трудности, так как при этом необходимо учитывать не только осевое, но и радиальное расширение продуктов детонации внутри скважины и возникающие при этом волновые процессы. Поставленная задача может быть значительно упрощена, если пренебречь при вычислениях действующих на стенки шпура сил радиальным расширением продуктов детонации.

При такой постановке вопроса погрешность, возникающая при этом будет незначительной, так как скорость радиального движения границы раздела «продукты детонации – порода» относительно мала по сравнению со скоростью осевого разлета продуктов детонации, и преобладающая часть бокового импульса будет передана породе ранее, чем произойдет сколько-нибудь заметное радиальное перемещение породы.

Полный импульс рассчитывается по следующей формуле

$$J = \pi d_3 P_x \cdot \int_{l_0}^l dl \int_{t_0}^t dt, \quad (21)$$

где  $d_3$  – диаметр заряда;

$P_x$  – давление в продуктах детонации

$$P_x = P_n \left( \frac{V_0}{V} \right)^3. \quad (22)$$

где  $V_0$  – объем до детонации;

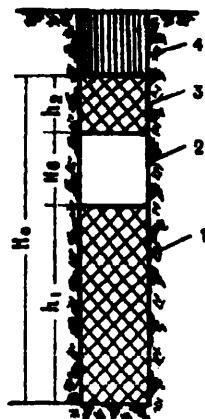
$V$  – объем после детонации;

$l$  – расстояние передачи давления по длине скважины окружающей среде;

$t$  – время передачи импульса.

**Рис. 3** Схема конструкции заряда с одним воздушным промежутком

1 – основной заряд; 2 – воздушный промежуток;  
3 – дополнительный заряд; 4 – забойка.



При применении новой конструкции зарядов с одним воздушным промежутком (рис. 3) предполагается, что до усреднения образуются два встречных газовых потока и имеется только одно сечение скважины, где произойдет соударение этих потоков. При применении двойных воздушных промежутков (рис. 4) имеются три сечения соударения. Третье сечение образуется в области расположения среднего заряда. Предполагается, что продукты детонации от среднего заряда движутся в направлении воздушных промежутков и встретившись с газовыми потоками от основного и дополнительного зарядов со стороны устья скважины образуют два сечения соударения. А в месте расположения среднего заряда образуется область разряжения, куда устремляются уже два газовых потока. Затем, фронты общего потока направляются в сторону расположения забойки и происходит полное усреднение давления.

Таким образом, задача заключается в определении величины общего импульса, слагаемых из частных импульсов, образованных в результате непосредственной детонации заряда и от соударения продуктов детонации.

Значение импульса, передаваемого среде при непосредственной детонации рассредоточенного заряда без учета соударения определяется из следующего выражения:

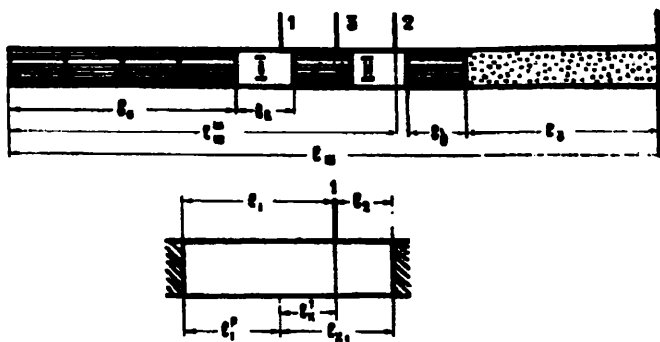


**Рис. 4** Схема при применении двойных воздушных промежутков для определения плоскостей соударения газовых потоков /1, 2, 3/.

$$J'_p = J'_c \cdot \left( \frac{1}{1 + \frac{H_B}{H_3}} \right)^3, \quad (23)$$

где  $J'_c$  – величина общего импульса, передаваемого среде при применении обычной силошной конструкции заряда.

Для определения величины импульсов, передаваемых среде в результате соударения газовых потоков, принимается, что сдетонировавший заряд истекает односторонне из трубы конечных размеров. Начало произвольной координаты примем в начале детонации заряда, т. е. со дня скважины, а абсцисса совпадает с направлением скважины. Пусть  $H_3$  – длина заряда,  $P_H$  – начальное давление и  $C_H$  – скорость звука в продуктах детонации до начала их расширения, причем, как известно [34/.

$$C_H = \sqrt{\frac{3}{8}} D. \quad (24)$$

Скорость разлета продуктов детонации определяется Римановскими решениями уравнений газодинамики, которые при изэнтропическом законе расширения продуктов детонации имеют вид:

$$l = (v - C_H)t + F(v) \quad (25)$$

$$v + C_H = \text{const.} \quad (26)$$

где  $l$  – координаты;

$t$  – время;

$v$  – скорость разлета продуктов детонации;

$C_H$  – скорость звука в продуктах детонации.

Из граничных условий находим

$$v = \frac{C_H}{2} \left( 1 + \frac{l}{C_H t} \right). \quad (27)$$

Зная скорость разлета продуктов детонации можно определить сечение скважины, где произойдет соударение газовых потоков от основного (активного) и дополнительного (пассивного) части зарядов.

Наиболее приемлемым методом моделирования взрывной отбойки является моделирование действия взрыва на эквивалентных материалах, что позволяет ближе всего воспроизвести на модели отбойку руды одиночными или групповыми зарядами. Кроме того этот метод является наиболее наглядным, доступным в других условиях и удовлетворяет решению по-

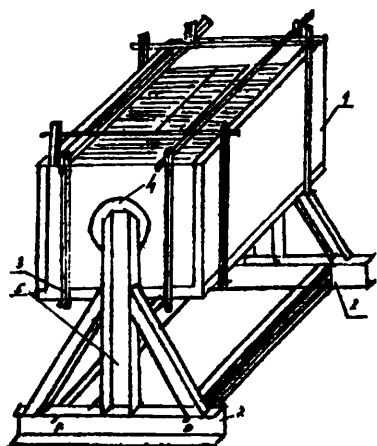


Рис. 5 Общий вид модели для исследования отбойки жил

1 - стенки блока; 2 - станины; 3 - уголки крепления; 4 - ось вращения; 5 - стойки.

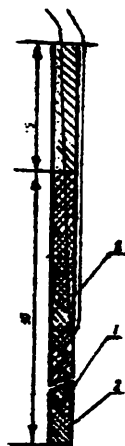


Рис. 6 Вид заряда, применяемого при моделировании взрыва

1 - заряд ВВ; 2 - оболочка из калки; 3 - нить накала.

ставленных задач. Указанный метод основан на применении модели, представляющей собой блок (забой) или часть его, из материала, который воспроизводит основные физико-механические свойства горных пород в определенном масштабе (рис. 5) и заряд, применяемый при моделировании взрыва (рис. 6).

Ранее нами были проведены исследования конструкции шпуровых зарядов на Юго-Восточном руднике; здесь предстояло возможность проверки результатов на руднике «Центральный» при скважинной отбойке. Наиболее удобным для экспериментирования отбойки жил нами принят линейный масштаб 1: 20. Условия разработки отличаются от шпуровой отбойки жил на ш. «Капитальная» тем, что применяются комбинированная шпуровая и скважинная отбойка руды. На «Центральном» руднике жилы представлены крутопадающими рудными телами, с углом падения 70–85°. Выемочная мощность колеблется от 2 до 10–15 м. Широкий диапазон изменения мощности наблюдается не только между рудными телами, но и в пределах одного тела и даже блока по падению, так и по простиранию /35/.

Для моделирования механизма разрушения среды нами составлена «Методика моделирования действия взрыва при применении зарядов с воздушными промежутками». Особенностью моделирования скважинной отбойки жил является достаточно точное определение гранулометрического состава руды

методом ситового анализа, что исключает значительные ошибки других методов измерения кусковатости в производственных условиях.

Исследования, связанные с механизмом разрушения горных пород в шахтных условиях, требуют значительных экономических затрат, а иногда и невозможны из-за больших масштабов горного производства.

Для определения степени воздействия волн напряжений и продуктов взрыва на окружающую среду в отдельности устанавливаем стальную перегородку между скважиной и боковой поверхностью обнажения при взрывании одиночных скважин, которая служит для ограничения воздействия продуктов взрыва от скважины к боковой поверхности уступа, где хорошо прослеживается воздействие отраженных волн от поверхности уступа.

После установления оптимальной величины ЛНС производится 5–10 взрывов по двум конструкциям зарядов и результаты сводятся в общую таблицу-карточку опытных взрывов (рис 7).

Объем отбитой воронки взрыва, довольно точно определяется преданием блоку вертикального положения и разворотом модели блока на  $180^\circ$ . Затем заливается воронка водой, объем которой определяется мерным сосудом. При этом боковая поверхность уступа перегораживается, и щели, образованные между перегородкой и вмещающими породами, тщательно перекрываются пластилином.

Определяется удельный расход ВВ, коэффициент использования скважин и выход горной массы с 1 дм скважины.

Кусковатость отбитой горной массы определяется методом ситового анализа по классам крупности (в процентах) согласно линейному масштабу М1: 10 более 40 мм являются «негабаритами»: от 40 до 5 мм являются «габаритами»: менее 5 мм являются «рудной мелочью».

Веса фракции дробленного материала определяются: — «негабариты» путем взвешивания в мерном сосуде с водой; — «габариты» и «рудная мелочь» взвешиванием на весах.

При моделировании установлено, что за пределами зоны пластической деформации (переизмельчения равны  $\Pi_{\text{ep}} = (3-7)R_3$ ) характер упругой деформации изменяется значительно по сравнению со сплошным зарядом. Даже при сплошном заряде по мере удаления от источника постоянно наблюдаются участки или зоны мельче раздробленные, чем зоны, расположенные ближе к заряду. Однако, при усреднении результатов дробления в целом равным по площади (объему) зонам, степень разрушенности уменьшается к поверхности уступа.

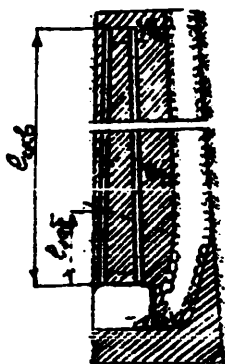
# Карточка учета опытных взрывов при скважинной отбойке

Место взрыва \_\_\_\_\_ Дата \_\_\_\_\_

Конструкция заряда \_\_\_\_\_

Тип ВВ \_\_\_\_\_

Способ взрывания \_\_\_\_\_



| № скв. | $W_{\text{в}}$<br>м | $W_{\text{к}}$<br>м | $a$<br>м | $l_{\text{св}}$<br>м | $l_{\text{звб.}}$<br>м | $l_{\text{в.л.}}$<br>м | $l_{\text{в.п.}}$<br>м | $Q_z$<br>кг | Зам. нег. |
|--------|---------------------|---------------------|----------|----------------------|------------------------|------------------------|------------------------|-------------|-----------|
| 1      |                     |                     |          |                      |                        |                        |                        |             |           |
| 2      |                     |                     |          |                      |                        |                        |                        |             |           |
| 3      |                     |                     |          |                      |                        |                        |                        |             |           |
| 4      |                     |                     |          |                      |                        |                        |                        |             |           |
| 5      |                     |                     |          |                      |                        |                        |                        |             |           |
| 6      |                     |                     |          |                      |                        |                        |                        |             |           |
| 7      |                     |                     |          |                      |                        |                        |                        |             |           |
| 8      |                     |                     |          |                      |                        |                        |                        |             |           |
| 9      |                     |                     |          |                      |                        |                        |                        |             |           |
| 10     |                     |                     |          |                      |                        |                        |                        |             |           |
| 11     |                     |                     |          |                      |                        |                        |                        |             |           |
| 12     |                     |                     |          |                      |                        |                        |                        |             |           |
| 13     |                     |                     |          |                      |                        |                        |                        |             |           |

## Результаты взрыва

| Количество скважин | Суммарная длина скважин | Отбито руды    | Общий расход ВВ | Удельный расход ВВ |                   | Выход руды с пм скважины | Выход негабарита |
|--------------------|-------------------------|----------------|-----------------|--------------------|-------------------|--------------------------|------------------|
|                    |                         |                |                 | На отбойку         | На вт дроблен.    |                          |                  |
| шт                 | м                       | м <sup>3</sup> | кг              | кг/м <sup>3</sup>  | кг/м <sup>3</sup> | м <sup>3</sup> /пм       | %                |
|                    |                         |                |                 |                    |                   |                          |                  |

Рис. 7

При применении воздушных промежутков наблюдается такая же схема разрушения, но менее отчетливо. Это объясняется тем, что перераспределение энергии взрыва приводит к тому, что увеличивается время воздействия отраженной от поверхности волны и улучшаются интерференционные явления этих волн с волнами, направленными от заряда к поверхности. Эти явления выражаются в увеличении количества тре-

щин, направленных перпендикулярно и под разными углами к радиальным.

Если в плоских задачах роли этих трещин отведено второстепенное значение и вообще в учет не принимаются, то при применении зарядов с воздушными промежутками такая постановка вопроса приводит к определенным ошибкам. По указанной причине нами были зафиксированы специально, влияние этих трещин заложением стеклянной пластины по плоскости ЛНС (табл. 2) и установлен механизм разрушения среды (рис. 8).

Рудный массив характеризуется большой пористостью, обусловленной выносом сульфидов, флюорита и некоторых других минералов, постоянным присутствием гидроокислов железа, марганца гипса и многих других гиперогенных минералов; разбит трещинами отдельности, способствующими горизонтальному отслоению пластов.

При ширине обнажения рудного массива 3–3,5 м кровля очистного забоя неустойчива и исключает применение высокоэффективной системы разработки с магазинированием руды со шпуровой отбойкой из очистного забоя.

Нами для участка мощных жил Акчатауского месторождения предложен вариант системы разработки с магазинированием с комбинированной (со шпуровой и скважинной) отбойкой (рис. 9).

Сущность его заключается в том, что часть мощности руд-

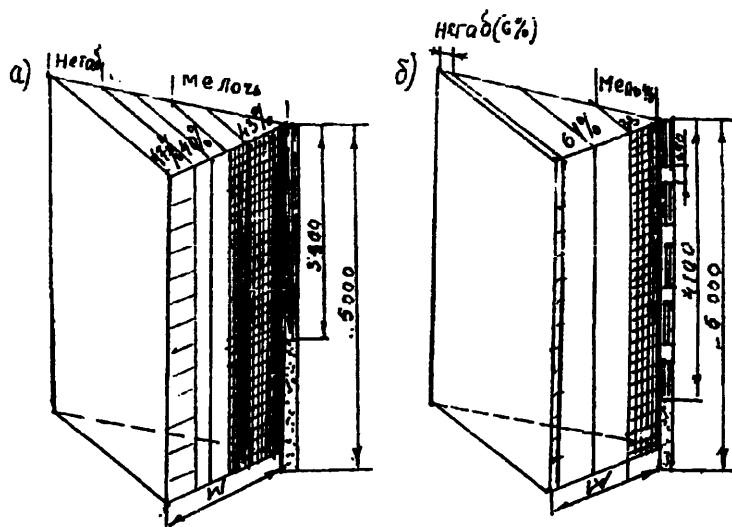


Рис. 8 Изометрическое изображение разрушенности массива:  
а – сплошной заряд; б – рассредоточенный заряд

Таблица 2

Исследование зон разрушения горного массива при применении стекла,  
заложенного по линии наименьшего сопротивления

| №<br>п/п                                                                      | Серия<br>взрывов | Выход<br>дм <sup>3</sup> г.м.<br>с 1 п/м | КИШ         | Удельный<br>расход ВВ<br>т/дм <sup>3</sup> | Выход фракции, % |                     | Степень разрушения стекла, % |             |                      |                      |                      | Примечание |
|-------------------------------------------------------------------------------|------------------|------------------------------------------|-------------|--------------------------------------------|------------------|---------------------|------------------------------|-------------|----------------------|----------------------|----------------------|------------|
|                                                                               |                  |                                          |             |                                            | 40 мм            | (-40)<br>(+5)<br>мм | <5<br>мм                     | 70 мм       | (-70)<br>(+50)<br>мм | (-50)<br>(+30)<br>мм | 10 мм<br>(+10)<br>мм |            |
| 1                                                                             | В IIV-1          | 0,210                                    | 0,90        | 2,75                                       | 16               | 46                  | 38                           | 18          | 20                   | 28                   | 25                   | 9          |
|                                                                               | В IIV-2          | 0,210                                    | 0,90        | 2,75                                       | 16               | 30                  | 34                           | —           | 19                   | 28                   | 41                   | 11         |
|                                                                               | В IIV-3          | 0,200                                    | 0,90        | 2,20                                       | 18               | 40                  | 42                           | 24          | 21                   | 27                   | 19                   | 9          |
|                                                                               | В IIV-4          | 0,210                                    | 0,90        | 2,25                                       | 17               | 39                  | 44                           | 60          | 18                   | 9                    | 11                   | 2          |
|                                                                               | В IIV-5          | 0,179                                    | 0,91        | 3,24                                       | 19               | 40                  | 41                           | 56          | 17                   | 12                   | 15                   | —          |
|                                                                               | В IIV-6          | 0,189                                    | 0,87        | 2,98                                       | 17               | 38                  | 45                           | 84          | 9                    | 1                    | 5                    | 1          |
|                                                                               | В IIV-7          | 0,158                                    | 0,88        | 3,67                                       | 15               | 49                  | 36                           | 53          | 20                   | 16                   | 9                    | 2          |
| Среднее                                                                       |                  | 0,180                                    | 0,89        | 3,0                                        | 17               | 40                  | 43                           | 42          | 18                   | 17                   | 18                   | 5          |
| Распределенная конструкция зарядов скважин с воздушными промежутками (0,75 м) |                  |                                          |             |                                            |                  |                     |                              |             |                      |                      |                      |            |
| 2                                                                             | В IIV-1а         | В                                        | 0,94        | 2,60                                       | —                | 74                  | 26                           | —           | 3                    | 15                   | 41                   | 41         |
|                                                                               | В IIV-2а         | В                                        | 0,94        | 2,60                                       | 10               | 56                  | 34                           | 33          | 37                   | 15                   | 15                   | —          |
|                                                                               | В IIV-3а         | В                                        | 0,95        | 2,50                                       | 18               | 49                  | 33                           | 7           | 2                    | 30                   | 44                   | 17         |
|                                                                               | В IIV-4а         | В                                        | 0,94        | 2,60                                       | 5                | 54                  | 41                           | 14          | 25                   | 20                   | 30                   | 2          |
|                                                                               | В IIV-5а         | В                                        | 0,92        | 2,75                                       | 6                | 60                  | 34                           | 32          | 40                   | 28                   | 9                    | 1          |
|                                                                               | В IIV-6а         | В                                        | 0,92        | 2,90                                       | 3                | 64                  | 33                           | 14          | 26                   | 33                   | 23                   | 4          |
|                                                                               | В IIV-7а         | В                                        | 0,94        | 2,98                                       | 2                | 68                  | 30                           | 6           | 23                   | 24                   | 39                   | 8          |
| Среднее                                                                       |                  | 0,214                                    | 0,94        | 2,71                                       | 6                | 61                  | 33                           | 14          | 22                   | 25                   | 29                   | 10         |
| Эффективность<br>редоточенного<br>заряда                                      |                  | (+)<br>1,19                              | (+)<br>1,06 | (-)<br>1,11                                | (-)<br>2,83      | (+)<br>1,53         | (-)<br>1,30                  | (-)<br>3,00 | (+)<br>1,22          | (+)<br>1,47          | (-)<br>1,61          | (+)<br>2   |

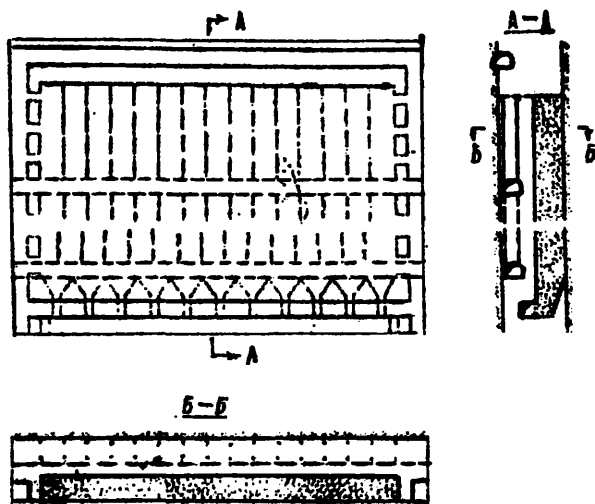


Рис. 9 Система с магазинированием руды со шпуровой и скважинной отбойкой

ного тела, не превышающая устойчивой ширины очистного забоя со стороны висячего бока отрабатывается обычной системой с магазинированием со шпуровой отбойкой, а оставшаяся часть рудного массива отбивается глубокими скважинами в зажатой среде.

Предложенный вариант системы разработки обладает следующими достоинствами, позволяющими снизить потерю и разубоживание руды при разработке крутопадающих жильных месторождений с недостаточно устойчивыми вмещающими породами висячего бока:

1. Резко снижает размеры зоны отслоения и ослабления пород вглубь массива вмещающих пород висячего бока.

2. Значительно ослабляется разрушающее действие сейсмических волн при массовых взрывах на вмещающие породы висячего бока.

3. Создается возможность уточнения контура рудного тела, который остается сутобо условным даже при большой плотности разведочных выработок в сложных горно-геологических условиях (резко изменяющиеся и неправильные линии контура рудного тела).

4. Позволяет при необходимости крепить менее устойчивый висячий бок блока железобетонной штанговой крепью.

5. Улучшается качество дробления отбитой горной массы.

Вариантом системы с магазинированием руды со шпуровой

и скважинной отбойкой были отработаны блоки №№ 33, 35, 37 на шахте «Капитальная». Эти блоки расположены по 1 северному штреку жилы №146 гор. 120 м. По падению блоки оконтурены штреками гор. 120 и 60 м; по простиранию восстающими 33–35, 35–37, 37–39.

На участке блоков №№ 33, 35, 37 крупных тектонических нарушений нет; но рудный массив разбит трещинами отдельности, которые совместно с прожилками слабых пород способствуют горизонтальному отслоению пластов. Выемочная мощность рудного тела изменялась по восстанию от 9–7,5 м на гор. 120 и 2 м и ниже. На высоте 25–30 м она не превышала 3–3,5 м.

Отбойка руды со стороны всячего бока (не более 5–5,5 м по ширине) на полную высоту блоков производилась восходящими шпурами из очистого забоя при системе с магазинированием. Шпуры бурились быстроударными телескопными перфораторами ПТ-36, ПТ-45, оборудованными виброгасящими ручками. Глубина шпура принята равной 2–2,2 м, диаметр – 36 мм. Применяемое ВВ – детонит 10А в патронах диаметром 28 мм. Взрывание огневое. Величина заряда на шпур составляла 1,2–1,4 кг. Применялась глиняная забойка шпура. Параметры сетки расположения шпуров: среднее количество шпуров в ряду – 4; линия наименьшего сопротивления – 0,9–1,0 м.

Оставшаяся часть рудного массива (до высоты 25 м) со стороны лежачего бока отбивалась параллельными скважинами с линиями наименьшего сопротивления, направленной в сторону магазина.

При скважинной отбойке было решено применять заряды с воздушными промежутками. Для получения сравнительных данных отбойку руды в блоке №33 производили сплошными зарядами, а в блоках №35 и №37 – зарядами с воздушными промежутками.

Длину воздушного промежутка установили, исходя из экспериментальных данных шпуровой отбойки. Воздушные промежутки длиной 0,75 м располагались через каждые 2,5–3 м (рис. 10).

Образование воздушных промежутков не представляло собой трудности, поскольку в восходящих скважинах патроны ВВ поддерживались при помощи специальных «парашютов».

Для бурения скважин применялись станки УК–1 с пневмоударниками М1 900. Диаметр коронки – 105 мм.

Заряжание скважин во всех блоках производилось детонитом 10А в патронах диаметром 90 мм.

Ниже даются описания основных характеристик блоков, технологии отбойки и приведены основные технико-экономические показатели буровзрывных работ.

Блок №33. Размеры блока: высота 64 м, длина 54 м. Отбито руды в блоке 21380 тонн, из них отбито шпурами при системе с магизинированием 17400 т, скважинами – 4240 т.

Мощность рудного тела снижалась по восстанию от 6,6 м до 1,60 м.

Скважинами отбивалась руда только до высоты 24–26 м от горизонта скреперования, где мощность рудного тела сужалась до 3,0 м. Ширина магазина в этой части блока составляла 3–2,2 м.

Параметры сетки расположения скважин: линия наименьшего сопротивления изменялась по длине скважины в соответствии с изменением оставшейся части мощности рудного тела от 2,4 до 1,5 м, расстояние между скважинами было принято равным 2,5–2,8 м.

Отбойка руда скважинами производилась на свободное компенсационное пространство (после полного выпуска руды из магазина). Взрывание – мгновенное.

Блок №35. Вертикальная высота блока 52 м, длина 80 м. Мощность в нижней части составляла 8,4–7,0 м, в верхней части блока 2,2 м.

Скважины бурились в два ряда с ЛНС в нижней части блока равной 2,5–2,2 м. У концов скважины она составляла – 2–1,5 м.

Взрывание скважин производилось с порядковым миллисекундным замедлением (35 мсек) в условиях зажатой среды (на заматанизированную руду).

Всего в блоке отбито руды 32280 т, в том числе шпурами 22050 т и скважинами 10230 т. Перед взрыванием скважин в магазине оставалось 9750 т руды; высота заполнения магазина рудой от подошвы штрека скреперования составляла 27 м при коэффициенте разрыхления равном 1,5.

Блок №37. Размеры: высота – 44 м, длина – 62 м. Выемочная мощность рудного тела изменялась по восстанию от 7,5–6 до 25 м. Отбито руды в блоке 23460 т, в том числе шпурами 19680 т., скважинами 3780 т.

Перед взрыванием скважин в магазине оставалось руды около 10000 т; высота заполнения отбитой рудой составила 36 м.

Скважины бурились в среднем на глубину 16 м, в один ряд. ЛНС колебалась от 2,5 по низу до 1,8 м



Рис. 10 Конструкции зарядов с воздушными промежутками  
1 – уплотненный патрон ВВ; 2 – КЗДШ; 3 – патроны ВВ;  
4 – воздушные промежутки; 5 – забойка

у концов скважин; расстояние между скважинами было принято 2,6–3,0 м.

Взрывание скважин производилось на замагазинированную руду последовательно с миллисекундными задержками при помощи пиротехнических реле КЗДШ–58, начиная от середины в обе стороны камеры (рис. 11).

На рис. 12 даны характерные разрезы рассматриваемых блоков. Основные технико-экономические показатели отбойки приведены в табл. 3.

Таблица 3

Основные технико-экономические показатели  
скважинной отбойки в опытных блоках

| Показатели                                                                        | Номера блоков |       |       |
|-----------------------------------------------------------------------------------|---------------|-------|-------|
|                                                                                   | 35            | 35    | 37    |
| Расход ВВ на отбойку, кг/м <sup>3</sup>                                           | 0,960         | 0,920 | 0,710 |
| То же, на выпуск и вторичное дробление после взрывания скважин, кг/м <sup>3</sup> | 0,900         | 0,320 | 0,260 |
| Выход негабарита (>400 мм), %                                                     | 30–35         | 12–15 | 8–10  |
| Суммарная длина скважин, пог.м.                                                   | 364,5         | 856,5 | 223,7 |
| Выход руды с пог.м. скважины, м <sup>3</sup> /пог.м.                              | 5,4           | 5,44  | 6,25  |

Большой выход негабаритов и увеличенный расход ВВ на выпуск и вторичное разубоживание по блоку №33 после взрыва скважинных зарядов в некоторой мере объясняется вывалами и отслоениями пород висячего бока.

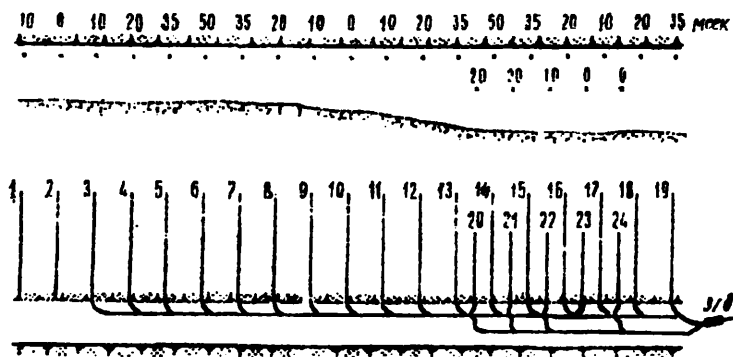


Рис. 11 Схема взрывания и интервалы задержания  
скважинных зарядов в блоке №37

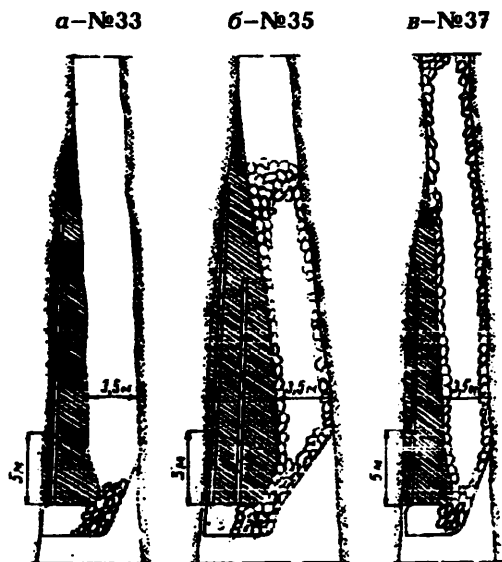


Рис. 12 Схемы скважинной отбойки в блоках

Учитывая это обстоятельство, в блоках №35, 37 взрывание скважинных зарядов производилось на замагазинированную руду без свободного компенсационного пространства. Это позволило получить лучшее качество дробления за счет использования части кинетической энергии взрыва ВВ на дробление и уменьшить разрушающее действие взрывной волны на породы висячего бока.

Хорошие показатели взрывов в блоке №35 и №37 объясняются эффективным применением воздушных промежутков, а также отбойкой руды в зажатой среде.

Применение скважинных зарядов с воздушными промежутками, с отбойкой руды на зажатую среду позволило резко улучшить степень дробления отбитой горной массы. При этом выход негабарита уменьшить в 2–3 раза. При системе с магазинированием руды это имеет большое практическое значение.

Наши опыты по применению удлиненных зарядов с воздушными промежутками подтверждают справедливость теоретических предпосылок акад. Н.В.Мельникова и докт. техн. наук. А.Н.Марченко об эффективности зарядов с воздушными промежутками.

## **Глава 3. ИСПОЛЬЗОВАНИЕ МЕХАНИЗМА РАЗРУШЕНИЯ СРЕДЫ КОЛОНКОВЫМИ ЗАРЯДАМИ ПРИ КОМПЛЕКСНОЙ МЕХАНИЗАЦИИ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ**

### **3.1 Постановка вопроса механизации взрывных работ и методы решения возникающих при этом проблем**

Одним из трудозатратных процессов в горной промышленности являются буровзрывные работы. Однако, если до последнего времени уровень механизации при бурении как-то решался, то механизация взрывных работ, особенно, комплексная механизация, значительно отставала. Так, на горных предприятиях бывшего СССР, только в шестидесятые годы, осуществляется процесс механизации заряжания шпуров и скважин и, к началу семидесятых годов прошлого столетия, достигла 20%, а по вспомогательным операциям – 13%.

В 1965 г. открывается в Казахстане (при Казахском политехническом институте, ныне Каз.НТУ) головная «Отраслевая лаборатория комплексной механизации взрывных работ» (ОЛ КМВР) в СССР. В связи с применением высокопроизводительного горного, погрузочного и транспортного оборудования, роста глубины карьеров и, соответственно, роста крепости и обводненности горных пород, перед лабораторией была поставлена задача механизации процессов взрывных работ.

Объединением Уралгормаш разработан отраслевой стандарт на зарядные машины для открытых горных работ (ОСТ 24.073.01–77).

Учитывая, что в технологическом процессе взрывных работ наиболее трудоемкой операцией является зарядание скважин и шпуров, нами был проведен анализ мировой практики механизации этих процессов. Так, за рубежом были проведены исследования по созданию зарядчиков для заряжания патронированными ВВ. Однако, встретив серьезные трудности, с которым сталкиваются конструкторы, широкого использования на рудниках они не нашли.

Сотрудниками лаборатории была выдвинута идея использования энергии сжатого воздуха, но измельченные порошкообразные ВВ трудно проходили через трубопроводы. Отсюда возникла идея гранулирования ВВ. Ученые справились с этой задачей, хотя возникли серьезные проблемы в процессе экспериментальных работ. Так, с точки зрения безопасности разработаны следующие классы ВВ для механизированного заряжания

I класс – предназначен для открытых горных работ. Их состав не сбалансирован по кислороду и вследствие этого они

могут выделять при взрыве большое количество ядовитых газов.

II класс — для открытых и подземных работ в шахтах, где отсутствуют взрывчатые концентрации горючих газов и пыли.

Лабораторией сконструированы зарядчики типа ЗП и РПЗ.

### Зарядчик ЗП-2

Зарядчик ЗП-2 предназначен для заряжания шпуров на очистных и проходческих работах при одновременном заряжании шпуров более 20 штук.

Зарядчик ЗП-2 (рис.13) состоит из: дозирующей камеры 1, регулировочного цилиндра 2, гайки разделителя 3, запорного конуса 4, стойки 5, штока 6 с золотниковыми отверстиями 7, пневмоцилиндра 8, поршня 9, приемного бункера 10 с предохранительной сеткой 11, пружины 12, крана управления 13, шлангов 14 и 16, гайки 15, загрузочного отверстия 17, дозатора жидких компонентов 18, регулировочного цилиндра 20 с конусным переходом 19, зарядного трубопровода 21 и треноги 22.

ВВ загружается в бункер 10 через предохранительную сетку 11 и через загрузочное отверстие 17 заполняет дозирующую камеру 1. При включении крана 13 чистый воздух, поступая в пневмоцилиндр 8, действует на поршень 9, и он, перемещаясь вверх со штоком 6, сжимает пружину 12. Когда поршень 9 занимает верхнее положение, запорный конус 4 пере-

крывает загрузочное окно 17 и сжатый воздух через полый шток 6 поступает в дозирующую камеру 1 и транспортирует ВВ по трубопроводу в шпур. Одновременно сжатый воздух поступает по шлангу 16 в камеру дозатора жидких компонентов (НГ-6) 18 и порция жидкости впрыскивается через форсунку в зарядный трубопровод.

По окончании заряжания подачу воздуха прекращают и шток опускается под действием пружины 12. Объем дозирочной камеры 1 регулируют вращением ее донной части 19 в пределах 0,7–2,0 кг.

Время заряжания одной

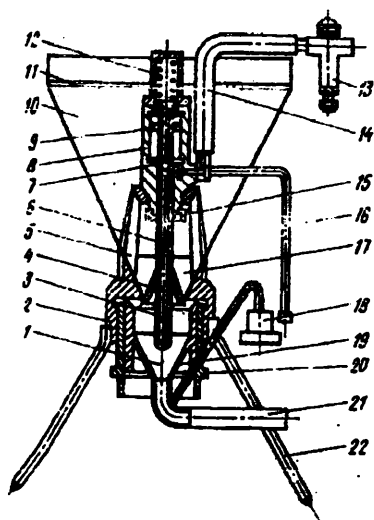


Рис.13 Зарядчик порционный ЗП-2

The drawing shows a mechanical system for processing granular material. At the top is a hopper (1) that feeds into a rotating drum (2). The drum is supported by a frame (3) and has a collection container (4) attached to its side. A hopper (5) is also shown, feeding into the drum. The entire system is mounted on a base (6). The drawing is labeled with numbers 1 through 6.

**Рис.14 Дистанционное управление зарядчиком ЗП-2**

ну подсоединен источник питания 8 – головной светильник СГД-5, закрепленный на кронштейне 9. При включении КУ-3 включается электромагнитная часть крана и сжатый воздух подается в зарядчик 4 и зарядный шланг 3.

Зарядчики типа ЗП-5, ЗП-12, ЗП-25 предназначены для зарядки скважин различного диаметра применяют в шахтах, не опасных по газу и пыли. Данные зарядчики аналогичны по конструкции отличаются друг от друга вместимостью дозирочной камеры.

При скорости транспортирования по трубопроводам ВВ свыше 20 м/с происходит разрушение гранул и выделение общего количества пыли (особенно от граммонитов) и происходит образование в потоке транспортируемого ВВ накопление на поверхности шлангов, трубопроводов другого оборудования зарядов статического электричества, разряд которого при определенных условиях может привести к взрыву пыли транспортируемого ВВ.

В результате исследований в МакНИИ гранулированных ВВ наиболее чувствительными к удару оказались тротил и тротилосодержащие ВВ с песком. В настоящее время используются (при определении чувствительности к удару) очень маленькие навески (0,05 г). Для приближения к реальным условиям необходимо навески брать не меньше критических размеров с точки зрения детонации и горения ВВ. Изменяя массу груза, можно регулировать энергию удара от 30 до 700 Дж.

Подготовка ВВ для загрузки зарядных машин заключается в разрезании мешков, просеивании, дроблении и загрузке ВВ в бункер-накопитель.

Эти операции принято называть растариванием ВВ.

В настоящее время на горных предприятиях эксплуатируются несколько типов растаривающих устройств. Существующие установки можно классифицировать по следующим признакам. По способу растаривания ВВ:

- вибрационные установки, работа которых заключается в перемещении мешка с ВВ направленными колебаниями и разрезании ножом;

- вращающиеся барабаны, в которых мешок протаскивается через неподвижные ножи.

По виду энергии, применяемой для привода установки:

- электрические;

- гидравлические.

По возможности перемещения:

- стационарные;

- передвижные.

Наибольшее распространение получили стационарная вибрационная установка с электроприводом УРВ-2 (рис. 15) конструкции лаборатории ОЛ КМВР КазПТИ, стационарная установка барабанного типа с гидроприводом 1 УПР-30, созданная ИГТМ (Украина), передвижная установка барабанного типа с гидроприводом МПР-30 конструкции ИГТМ АН УССР и «Кривбассвзрывпром» и стационарная вибрационная установка УРК с электроприводом конструкции «Кривбассвзрывпром».

Стационарная установка УРВ-2 (рис.15) служит для растаривания гранулированных ВВ и аммиачной селитры, выпускаемых в стандартной упаковке.

Она представляет собой двухмассный виброконвейер с эксцентриковым приводом и одним грузонесущим органом, состоящим из лотка корытчатой формы 1, на котором закреплен нож 2, в средней части лотка имеется окно 3, под которым расположено сито 4 и одна из щек 5 дробилки. Вторая щека 6 крепится к раме противовеса 7. Лоток с ситом и рамой противомассы смонтирован на кронштейнах 14 рамы установки 13 с

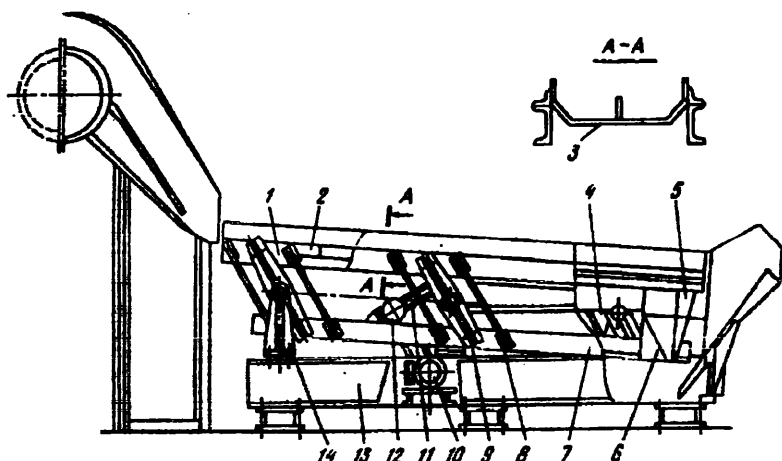


Рис.15 Установка растаривающая УРВ-2

помощью коромысла 9 и пластинчатых рессор 8. На раме противомассы установлен эксцентриковый привод 12, передающий вибрацию на лоток 1 через шатун 11.

Мешок с ВВ, попадая на лоток 1 под действием вибрационных направленных колебаний, движется через нож 2, разрезается, ВВ просыпается на сито 4, просеивается, а слежавшиеся куски попадают в дробилку 5,6, а оттуда в бункер-накопитель.

Установка допущена Госгортехнадзором СССР к постоянному применению журнальным постановлением от 01.07.75 г. №157/75. Место эксплуатации – ПО Кривбассвзрывпром, Соколовско-Сарбайский ГОК, Зырянский СК, Балхашский ГМК, Джезказганский ГМК и др.

Суммарная смкость бункеров в пунктах растаривания не должно превышать 60т ВВ. Срок хранения ВВ не должно превышать 5 суток.

В конструкциях, включающих шнеки, частота их вращения при диаметре 200 мм и более при горизонтальном и наклонном расположении должно быть не более 95 мин<sup>-1</sup>.

Простейшие взрывчатые вещества (ВВ) местного изготовления имеют целый ряд преимуществ, характеризующихся технологическими, энергетическими и экономическими показателями.

В настоящее время при отбойке горных пород получил широкое применение игданит в виде смеси гранулированной аммиачной селитры как окислителя с дизельным топливом в качестве горючей добавки и сенсibilизатора.

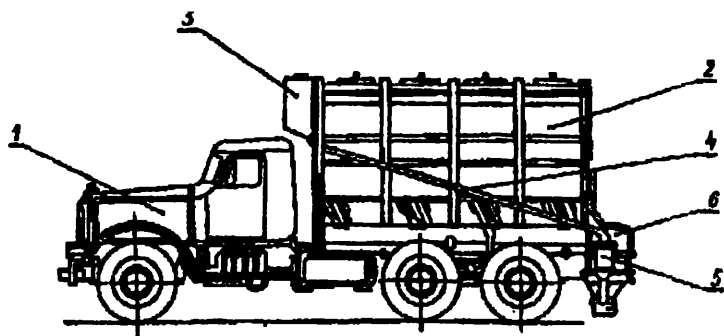


Рис. 16 Зарядная машина «Зырянговск»

Игданит характеризуется простотой состава, дешевизной, отсутствием взрывчатых компонентов, безопасностью в обращении, хорошей сыпучестью и широким применением при механизации взрывных работ. Обладая меньшими энергетическими характеристиками по сравнению со штатными ВВ, игданит дает низко амплитудный импульс значительной продолжительности, что положительно сказывается на качественной стороне дробления горных пород слабой и средней крепости.

Вовлечение в отработку значительного объема слабых пород, представленных дробленными кварцитами, граптодиорит-порфирами, крепостью 2...8 по шкале проф. Протодяконова, обусловило возможность широкого применения игданита при расширении бортов Коунрадского карьера производственного объединения «Балхашмедь».

Лабораторией комплексной механизации взрывных работ КазПТИ приготовление игданита предложено производить непосредственно при зарядании скважин модернизированной транспортно-зарядной машиной «Зырянговск». Эта машина (рис. 16) включает в себя смонтированный на автомобильном шасси 1 бункер 2 для аммиачной селитры, бак 3 для дизельного топлива которое по трубопроводу 4 попадает в дозатор 5 дизельного топлива. Для дозирования аммиачной селитры служит дозатор 6.

Дозатор аммиачной селитры (рис. 17) имеет дозирующую камеру, отсекаемую шиберами 1,2, управляемыми пневмоцилиндрами 3 при работе от пневматической системы управления или рукояткой 4 при ручном управлении.

Прерывание подачи дизельного топлива из трубопровода и выпуск его из дозатора в форсунку 5 производится с помощью пробок 6, установленных на штоке 7 с роликом 8, в зацепление с которым входит кулачок 9 штока 10, соединенного с шибером 1.

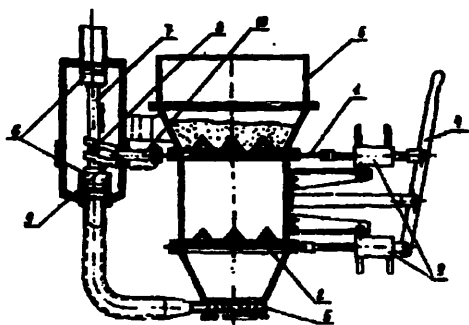


Рис. 17 Дозатор аммиачной селитры

Данная транспортно-зарядная машина работает следующим образом.

Непосредственно на карьере при формировании заряда над скважиной аммиачная селитра и дизтопливо подаются в соответствующие дозаторы, емкость которых обеспечивает требуемый соотношением дизтоплива и аммиачной селитры, а жесткая связь шибера 1 со штоком 10 обеспечивает одновременность подачи и совмещения компонентов игданита. Этим объясняется высокое качество формируемых в скважинах зарядов.

В процессе испытаний на Коунрадском карьере было заряжено 240 т игданита и получен экономический эффект 35 тыс. у.е.

При анализе granulометрического состава отмечено хорошее дробление отбитой горной массы.

В дальнейшем намечены работы по повышению энергетических характеристик игданита введением металлизированных добавок (порошка алюминия, ферросилиция), что позволит расширить область применения ВВ простейшего состава при отбойке более крепких горных пород.

На разработанные устройства имеется техническая документация. Лабораторией КМВР разработана технология заряжания скважин неводоустойчивыми ВВ в гидроизолирующие полиэтиленовые рукава с применением устройства «Талисман» (рис. 18). Полиэтиленовый рукав диаметром меньше скважины опускают в нее, затем в рукав помещают неводоустойчивые ВВ типа граммонитов, гранулитов. Осуществляют эту технологию следующим образом. На специальном прессе на конусную гильзу укладывают полиэтиленовый рукав длиной на 2–3 м больше, чем глубина скважины. Гильзу крепят к специальному устройству, навешиваемому под дозатором или шне-

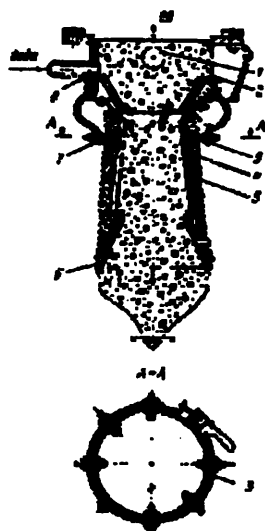


**Рис. 18 Устройство "Талисман"**

1 – окно; 2 – корпус; 3 – хомут; 4 – полиэтиленовый рукав; 5 – гильза; 6 – тормозное кольцо; 7 – прутки корпуса; 8 – штуцер.

ком зарядной машины. Гильзу устанавливают открытым концом на прутки корпуса и стягивают хомутом, который удерживает ее над скважиной.

По команде заряжающего подают 10–15 кг ВВ, под весом которого стягивается рукав с гильзы через тормозное кольцо в скважину до уровня зеркала воды. Затем увеличивают подачу ВВ в рукав, который под его действием погружается в воду. В период заряжания в рукав через окно 1 опускают на детонирующий шнур (ДШ) боевик. Во время заряжания в рукав через штуцер 8 подают до 3–6% воды (или рассола АС)

для того, чтобы ускорить погружение заряда в воду. После окончания заряжания скважины гильзу снимают. Машина переезжает на другую скважину и зарядный цикл повторяют.

### **Техническая характеристика устройства «Талисман»**

|                                                |                                                         |
|------------------------------------------------|---------------------------------------------------------|
| Производительность заряжания, кг/мин . . . . . | до 150                                                  |
| Скважина:                                      |                                                         |
| диаметр, мм . . . . .                          | 214, 243, 320                                           |
| глубина, м . . . . .                           | 40                                                      |
| Рукав:                                         |                                                         |
| тип . . . . .                                  | Цельнотянутый из полиэтилена высокого давления (1 сорт) |
| диаметр, мм . . . . .                          | 180, 200, 270                                           |
| толщина пленки . . . . .                       | 0, 180 ± 10                                             |
| Высота снаряженной гильзы, м . . . . .         | 0,55                                                    |
| Масса, кг:                                     |                                                         |
| снаряженных гильз . . . . .                    | 3,0; 4,5; 6,0                                           |
| навесного оборудования . . . . .               | до 30                                                   |

В 1986–1989 гг. на карьерах Восточно-Казахстанского медно-химического и карьерах Соколовско-Сарбайского ГПО и ПО «Балхашмедь» с применением описанной технологии заряжено в обводненные скважины свыше 5000 т граммонита 79/21.

В настоящее время на ряде карьеров работают машины для

осушения скважин с последующим заряданием неводоустойчивыми ВВ. Эту технологию применяют там, где в скважинах имеется непроточная вода. В скважинах с проточной водой этот способ неприемлем. Так как в основном на карьерах воды проточные, машины для откачки воды из скважин широкого распространения не получили. В основном работают единичные экземпляры, разработанные институтами или горными предприятиями.

*Агрегат для осушения скважин (АОС)* (рис. 19) предназначен для осушения и очистки от бурового шлама обводненных взрывных скважин.

Осушение скважин осуществляют в следующем порядке. Гидрокраном-стрелой 1 обсадная труба 2 опускается на ее дно. По воздушному шлангу подают сжатый воздух и одновременно вращением барабана погружное устройство представляет собой трубу с насаженными на нее резиновыми дисками. Диаметр дисков несколько больше диаметра скважины.

### Техническая характеристика АОС

|                                             |         |
|---------------------------------------------|---------|
| Диаметр скважины, мм .....                  | 250     |
| Глубина скважины, м .....                   | 30      |
| Производительность сушения, л/мин .....     | 1500    |
| Остаток воды в скважине, м .....            | 0,5-1,5 |
| Вместимость бункера, м <sup>3</sup> .....   | 6,5     |
| Основные размеры (в рабочем положении), мм: |         |
| длина .....                                 | 7300    |
| высота .....                                | 3200    |
| ширина .....                                | 2600    |
| Масса, т .....                              | 13,7    |
| Разработчик .....                           | КазПТИ  |

Опытно-промышленный образец эксплуатируют на Восточно-Казахстанском медно-химическом комбинате.

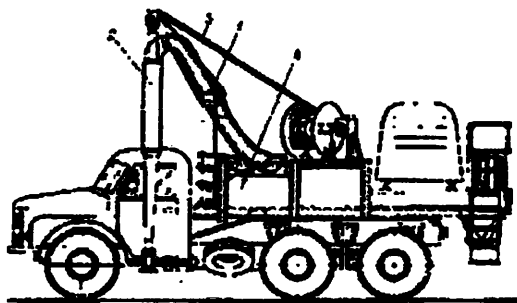


Рис. 19 Агрегат для осушения скважин (АОС)

Для полной оценки отдельных устройств, машин и комплексов может быть предложен комплексный показатель – средняя величина коэффициента безопасности:

$$K = \frac{\kappa_1 + \kappa_2 + \dots + \kappa_9}{9},$$

где  $\kappa_1$  – коэффициент безопасности при зарядании разными ВВ.

$\kappa_1 = 0,8$  – ВВ не содержащие тротил и другие взрывчатые компоненты (сухие),  $\kappa_1 = 1$ , то же, но водонаполненные;  $\kappa_1 = 0,7$  – тротилосодержащие;

$\kappa_2 = 0,8$  – питатели камерные (нагнетательные) – коэффициент безопасности при различных механизмах;

$\kappa_4$  – к.б. – по образованию зарядов статического электричества.  $\kappa_4 = 0,8$  – скорость транспортирования до 10 м/с;

$\kappa_6$  – к.б. по концентрации пыли ( $\kappa_6 = 0,9$  – мокрое пылеулавливание);

$\kappa_7$  – к.б. по температуре воздействия ( $\kappa_7 = 0,9$  при 80-90°C);

$\kappa_8$  – к.б. по типу учета расхода ВВ или их компонентов ( $\kappa_8 = 0,9$  – весовой;  $\kappa_8 = 1$  – с расходомером);

$\kappa_3$  – к.б. от вида транспорта ( $\kappa_3 = 0,7$  – в гравитационный транспорт,  $\kappa_3 = 0,9$  – гидротранспорт (водонаполненный);

$\kappa_5$  – к.б. от концентрации потока ( $\kappa_5 = 0,9$  – при концентрации транспортной смеси 150 кг/м³);

$\kappa_9$  – к.б. по степени механизации и управления ( $\kappa_9 = 0,9$  – автоматическое и программное управление процессом зарядания механизмов).

Испытания зарядных устройств (ГОСТ 16504–81) подразделяются на лабораторно-полигонные (стендовые) и промышленные.

Промышленные испытания бывают: предварительные (первичные) и приемочные (широкие).

Таким образом, механизация взрывных работ достигла 70–80%.

Зарядные установки для подземных работ должны обеспечить пневмоподачу ВВ по трубопроводам, проложенным как по горизонтали, так и по восстающим выработкам на расстоянии до 200 м и обеспечить зарядание восстающих скважин до 40 м.

В технологических узлах, где возможна подпрессовка ВВ, необходимо один раз за смену, осматривать и очищать. Соприкасающиеся с ВВ материалы деталей не должны вступать с ней в химическую реакцию. Разогрев пыли ВВ от деталей не должен превышать 60°C. Для этого используются РИП и автомашина. Среднее нормальное давление в этих узлах не должно превышать 4 МПа.

Для исключения попадания в ВВ посторонних предметов оборудуются крышками и сетками. Размер сетки для прохождения гранул не должен превышать максимальный размер гранулы более чем на 1/5. Во избежание образования пробок размер ячеек сеток должен быть меньше проходного сечения трубопровода в три раза.

Для подземных работ предпочтительным является применение пневматических двигателей. Двигатели внутреннего сгорания допускаются только для работ на поверхности.

При диаметре шнеков до 36 мм и частоте вращения до 700 мин<sup>-1</sup> допускается касание шнеков о внутреннюю поверхность зарядной трубы.

Для защиты оси зарядов статического электричества и вторичных проявлений молний зарядные устройства или отдельные узлы должны иметь заземляющие зажимы диаметром не менее 10 мм.

Машины и механизмы, нашедшие применение на горнодобывающих предприятиях для зарядания скважин транспортируют ВВ в процессе зарядания по трубопроводу на расстояние до 350 м.

Первой механизированной системой в Республике является комплекс «Алтай», разработанный и внедренный специалистами Лениногорского полиметаллического комбината и Отраслевой лабораторией КМВР КазГПТИ.

Факторы, определяющие технологию погрузочно-разгрузочных и транспортно-складских (ПРТС) работ и выбор средств комплексной механизации на базисном складе:

- годовой объем поставки ВВ с завода-поставщика;
- максимальное количество ВВ, одновременно поставляемых на склад с завода-поставщика;
- способ поставки ВВ с завода поставщика;
- максимальное количество ВВ, одновременно отпускаемых со склада;
- способ выдачи ВВ со склада; расположение хранилищ по отношению к железной дороге.

Факторы, определяющие технологию ПРТС работ и выбор средств комплексной механизации на подземном руднике:

- годовой объем переработки ВВ;
- системы разработки и способ отбойки горной массы;
- количество одновременно расходуемых ВВ на массовый взрыв, частота массовых взрывов и время их подготовки;
- способ вскрытия шахтного поля;
- способы выдачи ВВ с базисных складов.

При разработке типовых схем КМВР в их основу заложены следующие требования:

- максимальная механизация всех операций технологического процесса;
- минимальные сроки простоя вагонов и транспортно-доставочных машин;
- обеспечение строгого учета ВВ в процессе переработки, доставки и заряжания;
- создание санитарно-гигиенических и эстетических условий, обеспечение безопасности труда обслуживающего персонала.

На этой основе созданы 4 типовых схем комплексной механизации ВР и область их рационального применения:

I схема – при объеме переработки ВВ до 500 т в год;

II схема – при объеме переработки ВВ свыше 500 и до 2000 т в год;

III схема – при объеме переработки свыше 2000 т в год;

IV схема – при любом объеме переработки ВВ.

### Рассмотрим типовую схему III

**Карьер.** По мере необходимости и по условиям производства взрывных работ на очистной блок карьера контейнеры с ГВВ могут быть доставлены бортовым автомобилем, где мешки выгружают и распределяют по скважинам для производства зарядки скважин вручную.

При поступлении на предприятие ГВВ в специализированных контейнерах последние специально оборудованной машиной (самосвал) доставляют на блок карьера, где производят механизированную зарядку скважин, а забойка скважин – забоечными машинами.

Допускается (при поставке ВВ машинами и ящиками на предприятие в крытых вагонах) осуществить вариант схемы III с местной контейнерной переработкой ВВ, т.е. ВВ в заводских упаковках перегружают в универсальные контейнеры типа УУК, а также ГВВ растаривают на пункте перегрузки и загружают в специализированные контейнеры типа СК-1.

Номенклатура рекомендуемого к применению основного и вспомогательного технологического оборудования для выполнения всего комплекса ПРТС и взрывных работ по типовой схеме представлена в табл. 4.

Выбор оборудования и его числа зависит, в основном, от расстояния транспортирования и необходимого количества одновременно растаренного ВВ.

Указанные в табл.4 машины и оборудование наиболее распространены и допущены к постоянному применению.

**Стационарные пункты механизированной переработки ГВВ.** Пункт растаривания, выполняющий и функцию расходного

| Наименование, тип                                            | Завод изготовитель<br>Калькодержатель | Типовая<br>схема I | Типовая<br>схема II | Типовая<br>схема III |
|--------------------------------------------------------------|---------------------------------------|--------------------|---------------------|----------------------|
| Кран автомобильный<br>МКА-16                                 | Автозаводы Минав-<br>топрома ПО       | —                  | —                   | +                    |
| Передвижная погру-<br>зочно-растариваю-<br>щая машина МПР-30 | «Кривбассвзрывпром»<br>ИГТМ (Украина) | +                  | —                   | —                    |
| Тягач контейнеровоз-<br>ный КрАЗ-221Б,<br>КрАЗ-25В; МАЗ-504В | Автозаводы Минав-<br>топрома          | —                  | —                   | +                    |
| Поддон плоский де-<br>ревянный                               | ОЛКМВР КазГПИ                         | +                  | +                   | —                    |
| Конвейер винтовой<br>4032Н                                   | Брянский ремонтно<br>механический     | +                  | —                   | +                    |

склада ВВ, находится на территории, примыкающей к террито-  
рии базисного склада ВМ на расстоянии от хранилищ ВВ взаи-  
мобезопасном по передаче детонации.

Пункт растаривания – крытое здание (рис. 20), в котором  
размещают мешкорастаривающую установку, бункер накопи-  
тель, конвейер, устройство для удаления пустой мешкотары,  
пылосбразующие источники и очаги которых должны быть

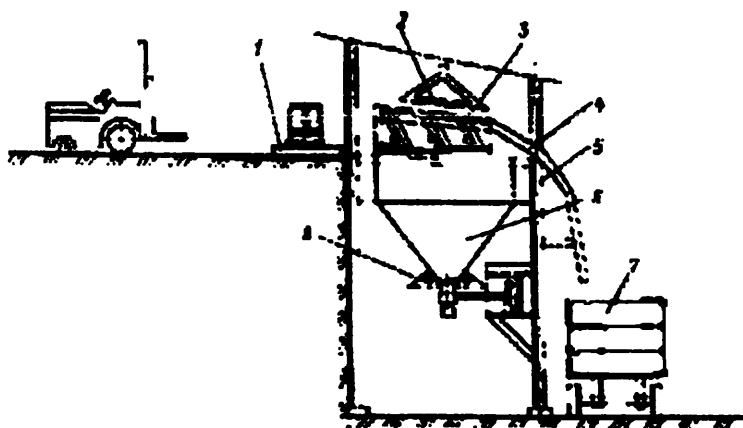


Рис. 20 Принципиальная схема компоновки пункта механизированной  
переработки ВВ с использованием рельефа местности

1 – площадка расформирования пакетов; 2 – система пылеулавливания; 3 – рас-  
таривающая установка; 4 – лоток для сброса мешкотары; 5 – здание; 6 – бун-  
кер-накопитель; 7 – прицеп для мешкотары; 8 – вибратор

герметизированы и подсоединены через трубопроводы к системе аспирации. Число размещаемого оборудования в здании пункта зависит от режима работы предприятия и максимальной сменной или суточной потребности в ГВВ.

**Технико-экономическая часть.** При расчете суммарных затрат на переработку 1т ВВ приняты следующие исходные данные для каждой из типовых схем (табл.5).

В расчет капитальных затрат включены только объекты, оказывающие влияние на выбор схем КМВР. В состав учтенных объектов вошли: хранилище ВВ, пункт механизированной переработки, зарядная станция с гаражом для электропогрузчиков.

Сметная стоимость строительно-монтажных работ определена для районов с коэффициентом к заработной плате, равным 1. Накладные расходы приняты в размере 26,8%. Плановые накопления приняты в размере 6%.

Стоимость оборудования определена с учетом 7% транспортно-заготовительных расходов, размер неучтенных затрат принят 10%.

Таблица 5

Исходные данные для типовых схем

| Исходные данные                                                            | Типовые схемы |      |      |
|----------------------------------------------------------------------------|---------------|------|------|
|                                                                            | I             | II   | III  |
| Годовой объем переработки ВВ, т                                            | 5000          | 5000 | 5000 |
| Вместимость хранилищ и открытых площадок базисного склада, т               | 420           | 420  | 420  |
| Грузоподъемность транспортных машин при перевозке пакетов и контейнеров, т | 8             | 8    | 8-10 |
| Грузоподъемность машин, т:                                                 |               |      |      |
| Транспортно-зарядных                                                       | 10            | 10   | 10   |
| Забоечных                                                                  | 8             | 8    | 8    |
| Число машин, шт.:                                                          |               |      |      |
| Транспортных                                                               | 2             | 2    | 2    |
| Транспортно-зарядных                                                       | 4             | 4    | 4    |
| Забоечных                                                                  | 2             | 2    | 2    |
| Исходные данные заряда:                                                    |               |      |      |
| Диаметр скважины, мм                                                       | 250           | 250  | 250  |
| Длина заряда, м                                                            | 10            | 10   | 10   |
| Длина забойки, м                                                           | 8             | 8    | 8    |
| Расстояние транспортирования, км:                                          |               |      |      |
| от прирельсовой площадки до базисного склада                               | 10            | 10   | 10   |
| от базисного склада до карьера                                             | 5             | 5    | 5    |
| от узла разгрузки забоечного материала до карьера                          | 1             | 1    | 1    |

Численность рабочих определена по объему работ и нормам выработки с учетом социальных требований «ЕПБ при взрывных работах». Расчет трудозатрат произведен только для численности рабочих, занятых в технологическом процессе, по действующим тарифным ставкам для рабочих цветной металлургии без учета доплат и премий.

Расход энергии определен по мощности установленных потребителей и времени работы оборудования. Стоимость 1000 кВт.ч электроэнергии и 1000 м<sup>3</sup> сжатого воздуха приняты соответственно 20 и 6 у. е.

Расход ГСМ рассчитан с учетом годового пробега автомобилей, стоимость 1 т ГСМ принята 95 у.е.

Амортизация оборудования рассчитана по действующим нормам амортизации. Расчет амортизации зданий и сооружений произведен на срок отработки месторождений 20 лет.

На карьерах наблюдается значительная обводненность скважин. Заряжение их относительно водоустойчивыми аммиачно-селитренными ВВ (граммонит 30/70, 50/50 и др.) приводит к большим потерям АС вследствие ее растворения в воде и выноса в трещины массива.

При выдержке граммонитов в скважине в течение 24 ч со столбом воды более 3 м и при скорости ее фильтрации свыше 1м/сут потери массы заряда за счет растворения АС и выноса ее проточными водами составляют для граммонита 30/70—5%, а для граммонита 50/50—2%. Заряжение скважин дорогостоящим нерастворяющимся в воде гранулитом значительно повышает стоимость добычи полезного ископаемого.

В связи с этим были разработаны водоустойчивые водосодержащие ВВ на основе механических смесей гранулированной АС, горючих растворов АС, гранулошлака или алюминиевого порошка, загустителей, структурообразователей и минеральных масел.

В настоящее время допущены к постоянному применению и находятся на стадии внедрения в производство следующие водосодержащие ВВ: акватол Т-0 (ифзаниты Т-0; Т-0 и Т-0), журн. пост. 118/73; горячельющиеся (ГЛТ-0), журн. пост. 257/80; карбатылы (ФТ-0; ГЛ-10В; ГЛ-15Т), журн. пост. 248/79; акватол А-10 (ипконит А-10; ГЛА-20), журн. пост. 206/77; поремиты (опытные партии).

Карбатылы прошли промышленные испытания на Норильском ГМК, ифзаниты — на карьерах Соколовско-Сарбайского, Михайловского ГОКов и Норильского ГМК, горячельющиеся применяют на Лебединском и Михайловском ГОКах.

Качество водосодержащих ВВ зависит от их физической стабильности, ее нарушение проявляется в расслоении ВВВ на

две фазы и приводит к нестационарному режиму детонации или даже отказам.

Надежным является способ регулирования стабильности ВВВ путем повышения вязкости жидкой фазы введением в ее состав высокомолекулярных соединений – загустителей. Стабильности ВВВ, состоящего из АС, гранулолота и воды, можно достигнуть введением 4% раствора карбоксиметилцеллюлозы (КМЦ) очищенной марки или 7% КМЦ технической марки со степенью полимеризации 300–400, а также 1–2% полиакриламида. При этом раствор АС густеет до такой степени, что не вытекает из перевернутого сосуда. Получение гелеобразного ВВ за счет увеличения концентрации дорогостоящего загустителя приводит к удорожанию ВВВ и чрезмерному повышению его вязкости, что затрудняет процесс транспортирования по шлангу.

Для увеличения стабильности ВВВ, жидкая фаза которых представлена 85%-м раствором АС, необходимо, чтобы температура ВВВ не превышала 68°C. Если концентрация раствора 80%, то температура ВВВ должна быть не более 50°C. При дальнейшем снижении температуры ВВВ вязкость системы резко увеличивается, поэтому нижний предел – критическую температуру ВВВ – определяют из условий текучести.

Для обеспечения транспортирования ВВВ по зарядному трубопроводу с необходимой производительностью консистенция должна быть ниже максимальной. При транспортировании ВВВ состава АС–ТНТ–В без сгустителя по резиноканевому трубопроводу диаметром 38 мм со скоростью 2,5 м/с удельные потери давления с увеличением консистенции с 0,2 до 0,6 возрастают в два раза, а с загустителем (1% КМЦ) – в 4 раза. Максимально возможная консистенция различных вязкопластичных смесей, к которым относят составы ВВВ с загустителями, находится в пределах 0,4–0,5 (по объему) в зависимости от перемешивания.

В настоящее время разработали новый тип ВВ – поремиты (аналог зарубежных эмульсионных ВВ эмулито-в, эмуланов и т.д.). Они были испытаны на Лебединском ГОКе. Поремитами заряжали блок с обводненными скважинами и выдерживали в течении 5 суток, после чего производили взрывание. Результаты взрывов положительные, отказов не было. Поремиты не требуют для изготовления дорогостоящих загустителей (КМЦ, полиакриламид), структурообразователей (серноокислый хром и т.д.), в его составе отсутствует гранулолот. Процесс его изготовления значительно проще, чем ифзанитов, горячельющего ВВ.

## Механизация взрывных работ за рубежом

Механизированное приготовление ВВ осуществляется:

- в заводских условиях с упаковкой в тару (например, полиэтиленовые мешки);
- на стационарных пунктах, расположенных вблизи карьеров, с последующей транспортировкой готовых смесей зарядными машинами к месту ведения взрывных работ;
- раздельной транспортировкой компонентов к месту ведения взрывных работ с приготовлением взрывчатых смесей в передвижных смесительно-зарядных машинах с последующим заряданием

Пример комплексной механизации системы «Налим», используемой на югославском горнодобывающем предприятии «Милое Закич», представлен на рис. 21. Она состоит из стационарного склада исходных материалов, смесительных устройств, трубопроводов и зарядных машин. Система предусматривает возможность использования зарядных машин 2-х типов – для гранулированных («Налим-АС-ДТ») и для водосодержащих («Налим-сларри») ВВ.

Окончательное приготовление ВВ производят в этих машинах перед заряданием скважин.

Система позволяет осуществлять изготовление 10000 т ВВ в год (5000 т АС–ДТ и 5000 т водосодержащих ВВ) при работе в одну смену в течение 250 дн. Весь комплекс обслуживают восемь рабочих (включая водителей зарядных машин). Основное назначение этой системы – обеспечение потребителей, имеющих большой объем взрывных работ.

Фирма «Нитро Нобель» изготавливает модульные установки для производства эмульита с производительностью 150–250 кг/мин, которые можно использовать на небольших карьерах.

Подобные системы (мини заводы) выпускает финская фирма «Кемира». С ее помощью можно изготовить гели и эмульсии как в некотором удалении от предприятия, так и вблизи рабочего места.

Для приготовления небольших объемов ВВ (гранулированных типа АС–ДТ) на рабочем месте существуют небольшие полустационарные и переносные установки. Первые напоминают обычную бетономешалку: вращающийся барабан: вращающийся барабан на специальной раме, стоящей либо на земле, либо на платформе машины. К таким относят установки «Миксэнол» шведской фирмы «Нитро Нобель».

Камерные зарядчики производят в США (фирмы «Дюпон», «Атлас Рауде» и др.), в Швеции (фирмы «Пневматик транспорт», «Болиден Майнинг», «Нитро Нобель мен АБ» и др.), в

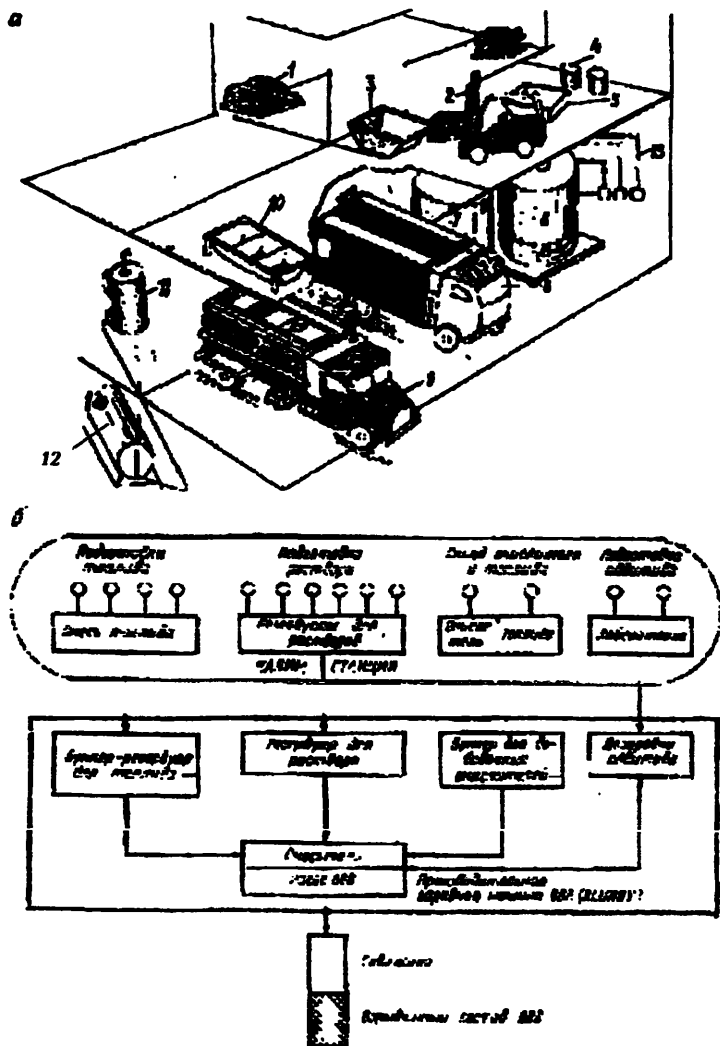


Рис. 21

а - общий вид комплекса; б - технологическая схема комплекса: 1 - склад сырья; 2 - автопогрузчик; 3 - дозатор твердых компонентов; 4 - химические добавки; 5 - дозатор твердых компонентов для подачи в резервуар; 6 - резервуар для приготовления раствора; 7 - то же для готового раствора; 8 - машина для приготовления и зарядки ВВВ; 9 - то же для приготовления и зарядки АС-ДТ; 10 - дозатор для заправки машины АС-ДТ; 11 - паровой котел; 12 - резервуар для подачи нефти в котел; 13 - паропровод

Канаде («Канадизн индастриз лтд» и др.), в ФРГ («Олеманн»), в Японии («Мицубиси майнинг корпорейшн») и др.

Внедрение механизированного способа заряжания гранулированных ВВ позволило многим горнодобывающим предприятиям и фирмам повысить производительность труда на этой операции в 1,5–2,5 раза, значительно облегчить условия работ взрывников и сократить общие затраты на проведение взрывных работ на 35–45%.

### **3.2 Применение различных конструкции зарядов при механизации взрывных работ**

Зарядам с воздушными промежутками свойственны все принципы повышения эффективности действия взрыва в твердой среде. Для формирования воздушных промежутков широко применяется полистирол. Он представляет собой бесцветные гранулы, обладающие свойством вспениваться в кипящей воде, насыщенном паре и горячем воздухе. Исходная плотность гранул полистирола марок ПСБ, ПСВ составляет 1,04...1,1 г/см<sup>3</sup>, плотность вспененного полистирола – 0,02...0,04 г/см<sup>3</sup>. При взрыве реакция термического разложения полистирола осуществляется синхронно с прохождением детонационной волны.

На Восточно-Казахстанском медно-химическом комбинате отработана технология предварительного вспенивания полистирола и начато его промышленное использование. При испытаниях зарядов с воздушными промежутками, образованными пенополистиролом, установлено, что вследствие воспламенения и деструкции при высоких температурах улучшилась реакция взрывчатого превращения ВВ с наполнителем, что улучшает гранулометрический состав отбитой горной массы и проработки подошвы уступа.

При дроблении трудно взрываемых пород заряды с воздушными промежутками примерно на 30% эффективнее сплошных зарядов и на 10% – зарядов с многоточечным инициированием.

Предлагаемая технология позволяет оптимизировать параметры взрывных работ и снизить затраты на погрузку и транспортировку отбитой горной массы.

Экономический эффект от внедрения – до 100 у.е. на 1 т ВВ (В ценах 1990г.).

Известно, что рассредоточение колонкового заряда по высоте по сравнению с обычным сплошным зарядом полностью меняет механизм разрушения среды. Немаловажное значение при разрушении среды имеет используемый материал: воздух,

вода, инертные материалы, в том числе и горючие пористые материалы (древесные стружки, опил, сухой торф и т.п.), а так же использование вспененного полистирола.

В качестве заполнителя вспененный полистирол может быть использован для увеличения продуктов детонации (ПД).

$$P(t) = P_n V_n [V_H + S_{TP} \cdot h \cdot U_x \cdot l_1 \bar{x}_0]^{-3}, \quad (28)$$

где  $P(t)$  - снижение среднего давления ПД за счет истечения их в трещины массива;  $P_n$  - начальное давление ПД;  $V_H$  - начальный объем ПД;  $U_x$  - скорость истечения ПД;  $S_{TP} \cdot h$  - средняя площадь и раскрытие естественных трещин;  $\bar{x}_0$  - средний размер блока массива;  $l_1$  - расстояние от точки инициирования до конца заряда.

Использование пенополистирола при образовании промежутка предназначено также для образования пульсирующего среднего давления ПД зарядной полости. Гидродинамические уравнения изменения количества движения и непрерывности совместно с уравнением сжимаемости горной породы при взрывах приводят к уравнению Картевега-де Фриза ( $K_d\Phi$ ) относительно массовой скорости.

Связь с разрушением (гранулометрическим составом) определяется фундаментальным соотношением

$$U(x, 0) = 4 \sum_{i=1}^N k_i \psi(x); \quad (29)$$

где  $\psi(x)$  удовлетворяет уравнению Шредингера.

Для стержней гранулометрический состав - плотность функции распределения размеров  $X$  кусков - выражается через  $\psi(x)$ :

$$P_n(x) = C_n^2 \psi^2(x) \quad (30)$$

Число  $n$  соответствует числу поперечных трещин на стержне. Соотношение (30) показывает, что начальное значение массовой скорости  $U(x, 0)$  выражается в виде суммы определенных функций, которые называются солитонами ( $N$ ). Одиночный солитон, удовлетворяющий уравнению,  $K_d\Phi$ . Число солитонов:

$$N = \pi^{-1} S = \pi^{-1} \int_{-\infty}^{\infty} |U(x, 0)|^{1/2} dx \quad (31)$$

При обычном заряде для условий карьеров ВК МХК имеем:

$$T = (Pm/\delta)^{1/3} (0,125 \cdot m^{-1} D^{-2} H^2 M)^{1/2} + \frac{l_z}{D} = 12,2 \text{ мс}, \quad (32)$$

где  $T$  – время движения ПД до устья скважины.

$$N = \pi^{-1}(0,5v^{-2} \cdot v_0 \cdot C1)^{1/2} \cdot T = 31,$$

$P_h = 10^3$  МПа;  $l_3 = 8$  м;  $l_n = 2$  м;  $\delta_p = 10$  МПа;  $m = 277$  кг;  
 $D = 4 \cdot 10^3$  м/с;  $H = 14$  м;  $M = 350$  кг;  $v = 0,2$ ;  $k = 1$  м;  $v_0 = 10^3$   
м/с;  $C1 = 5 \cdot 10^3$  м/с.

При рассредоточенном заряде с применением пенополистирола имеем:

$$\tau_3 = l_n/U_1 + l_1/D = 2 \text{ мс}; N_1 = \pi^{-1}(0,5v^{-2} k^{-2} \cdot v_0 \cdot C1)^{1/2} = 5$$

При истечении ПД в полость

$$\tau_3 = (Pm/\delta)^{1/3}(0,125 \cdot m^{-1}D^{-2}H^2M)^{1/2} = 8,76 \text{ мс}$$

$$N_3 = \pi^{-1}(0,5v^{-2} k^{-2} \cdot v_0 \cdot C1)^{1/2} = 18$$

Для взрыва заряда ВВ без пористого промежутка  $N=31$ , а с пенополистиролом:

$$N = N_1 + N_3 = 5 + 18 = 23$$

Общее число пиков распределения во втором случае меньше, но дробление, как показывает эксперимент, лучше с одномерным снижением негабарита.

Межгосударственной комплексной программой обеспечения взрывчатыми материалами горнодобывающих предприятий определено производство до 80–85% взрывчатых материалов в республике на собственной сырьевой базе, в том числе до 60–65% на местах потребления с изготовлением простейших гранулированных ВВ.

Как отмечалось выше, в настоящее время на открытых горных работах преобладают обводненные скважины, зарядание которых осуществляется тротилосодержащими ВВ. Такие ВВ являются весьма дорогостоящими (5000 американских долларов за 1 т и выше).

Опыт формирования гидроизолированных зарядов в обводненных скважинах предназначен для повышения эффективности буровзрывных работ на карьерах в сложных гидрогеологических условиях.

Нашей лабораторией рекомендуется для применения в горнодобывающей промышленности, цветной, черной металлургии, строительстве гидроизолированные заряды.

При объемах массовых взрывов до 30 т и отсутствии транспортно-зарядных машин формирование гидроизолированных зарядов может проводиться с переносной опоры или бортовой машины, оборудованных переходным устройством для закрепления гильзы с полиэтиленовым рукавом.

При значительных объемах взрывных работ и наличии серийных зарядных машин (МЗ-3, МЗ-4, МДЗ-1М) переходное устройство прикрепляется к выходной точке бункера, дозатору или выходу шнека (рис. 22).

При ведении работ все скважины на заряжаемом блоке проверяются на соответствие сечения, наличие вывалов, заужений при помощи шаблона, представляющего собой опускаемое на тросе кольцо диаметром на 15...20% большим, чем диаметр полиэтиленового рукава. Одновременно измеряется уровень столба и глубина скважины.

При наличии заужений и нарушенности сечения данная скважина заряжается водоустойчивыми ВВ.

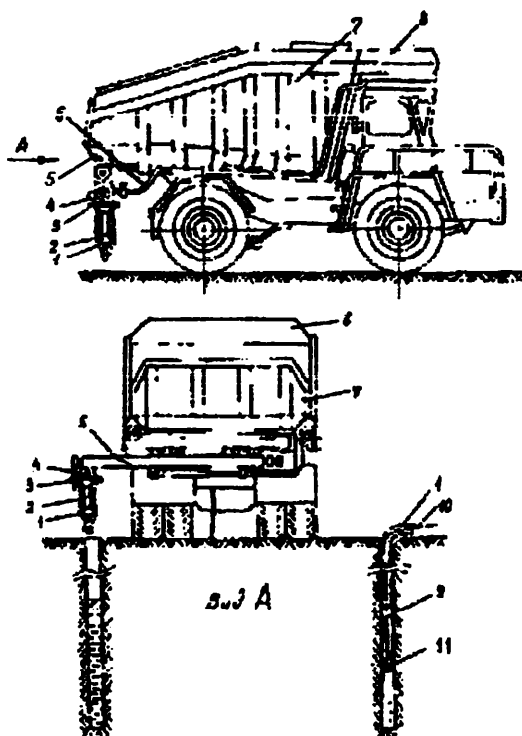


**Рис. 22** Зарядная машина МЗ-4, оборудованная навесным устройством  
 1 - полиэтиленовый рукав; 2 - гильза; 3 - переходное устройство; 4 - окно для подачи промежуточного детонатора; 5 - выдвижной шнек; 6 - трубопровод для жидкого компонента; 7 - бункер для ВВ; 8 - бак для жидкости; 9 - заряд неводоустойчивого ВВ; 10 - нить ДШ; 11 - промежуточный детонатор. Дополнительно оборудуется окно для введения в заряд промежуточного детонатора на детонирующем шнуре.

После промера скважин подготовленная рукавная «гармошка» размещается на трубчатой гильзе, выполненной из нержавеющей материала (алюминий, полиэтилен), и фиксируется тормозным конусом.

В процессе испытания данной технологии на отечественных карьерах заряжено свыше 4000 т ВВ и было установлено, что заряд в полиэтиленовом рукаве выкладывается вдоль стенок скважины по спирали, причем за счет текучести полиэтилена и действия массы ВВ, диаметр заряда изменяется по высоте, имея максимальную величину в нижней части и минимальную – в верхней части скважины. Радиальный зазор между стенками скважины и зарядом в рукаве заполняется водой. При взрыве вода, интенсивно сжатая на начальном этапе при расширении газов, становится как бы источником их подпитки, отдавая часть полученной энергии. Этим достигается более полное использование энергии взрыва.

Результаты взрыва обрабатывались замером объема отбитой горной массы, натуральными замерами ее гранулометрического состава и хронометражем производительности экскаватора.

Из сводного графика гранулометрического состава (рис. 23)

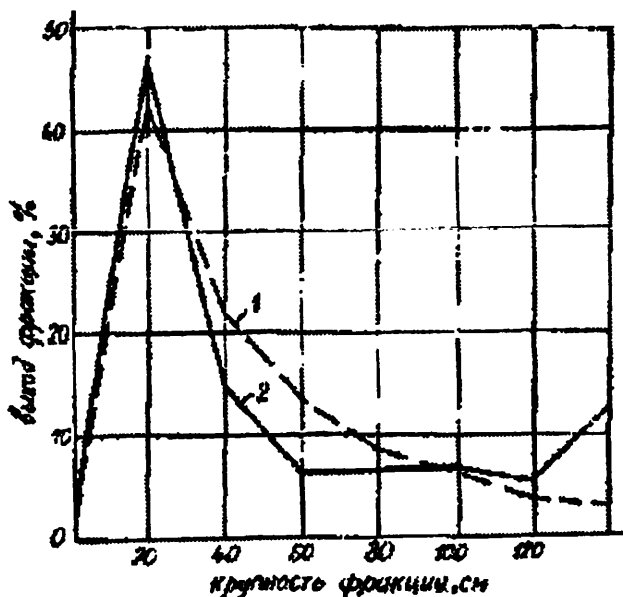


Рис. 23 Сводный график гранулометрического состава взорванной горной массы

1-неводоустойчивое ВВ в гидроизоляции; 2-водоустойчивое ВВ

следует, что при применении гидроизолированных зарядов уменьшается выход как мелкодисперсной, так и крупнодисперсной фракций, что приводит к увеличению производительности экскавации на 20...25% при снижении удельного расхода ВВ и затрат на вторичное дробление.

Отличительной особенностью данной технологии является возможность исключить предварительное осушение скважин, не учитывается зависимость от водопритока и исходного уровня воды во взрывных скважинах, снижается расход ВВ.

Применение технологии формирования гидроизолированных зарядов из штатных неводоустойчивых ВВ позволяет повысить полезную отдачу энергии взрыва, механизировать взрывные работы.

Экономический эффект от внедрения – 150 у.е. на 1 т ВВ.

Разработчик – Казахстанский политехнический институт.

В настоящее время в среднем до 60% взрывных скважин являются обводненными, что предопределяет применение при зарядании дефицитных дорогих водоустойчивых взрывчатых веществ, таких, как алюмотол, гранутол и др. Применение неводоустойчивых ВВ (граммонитов, гранулитов, игданитов) приводит к их частичному или полному растворению в воде, а при высокой проточности воды – к выносу компонентов ВВ за борт уступа. В результате наблюдаются отказы скважинных зарядов, плохая проработка подошвы уступа и некачественное дробление горной породы.

Трудозатраты на зарядание обводненных скважин увеличиваются в 1,7...2,2 раза выше, чем у аналогичных по свойствам сухих пород.

С точки зрения физики разрушения горных пород обводненные породы разрушаются значительно лучше, так как взрывные волны сжатия в водонасыщенных породах при малом содержании заземленного воздуха почти не отличаются от взрывных волн сжатия в воде и при движении сохраняют форму ударных.

Опытная оценка притока воды во взрывные скважины была проведена в условиях Николаевского месторождения Восточно-Казахстанского медно-химического комбината, геологические особенности и высокая степень обводненности пород которого значительно усложняют технологию ведения взрывных работ.

С помощью устройства работ УПС на северо-восточном борту карьера были выполнены замеры в 104 скважинах. В результате было выявлено 36 скважин с притоком от 70 до 600 л/ч, 11 скважин – с притоком до 26 л/ч. В 47 скважинах

столб воды был минимален (до 3 м) и водоприток отсутствовал.

На основании полученных данных заряжаемый блок разделяется на зоны обводненности, для каждой из которых рекомендуется способ зарядания скважины (табл. 6).

Таблица 6

| З о н а<br>обвод-<br>неннос-<br>ти | Характер водопритока                                                                                           | Способ зарядания<br>обводненных скважин                                                                                                                                                                                                                |
|------------------------------------|----------------------------------------------------------------------------------------------------------------|--------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|
| 1                                  | Высота столба воды до 3 м и без проточности. Поро-<br>ды плотные                                               | Скважина заряжается неводоустой-<br>чивыми ВВ                                                                                                                                                                                                          |
| 2                                  | Высота столба воды – бо-<br>лее 3 м. Водоприток до<br>50 л/ч. Альбитофиры,<br>слабо трещиноватые               | Эффективна откачка воды с после-<br>дующим заряданием скважин не-<br>водоустойчивыми ВВ в день взрыва<br>или формирование комбинированно-<br>го заряда из водоустойчивого ВВ в<br>обводненной части и неводоустойчи-<br>вого ВВ в сухой части скважины |
| 3                                  | Высота столба воды – от<br>15 м с водопритоком свы-<br>ше 50 л/ч. Трещиноватые<br>альбитофиры и порфири-<br>ты | Зарядание скважины неводоустой-<br>чивыми ВВ в гидрализирующих ру-<br>кавах или водоустойчивыми ВВ                                                                                                                                                     |

Предлагаемая оценка водопритока во взрывные скважины позволяет применять различные типы взрывчатых веществ, что сокращает расход дефицитных водоустойчивых ВВ. Экономический эффект от внедрения – 150 у.е. на 1 т ВВ.

При зарядании обводненных скважин неводоустойчивыми ВВ в герметизирующих рукавах образуется кольцевой зазор, заполненный водой между зарядом и стенкой скважины, что в определенной степени изменяет механизм разрушения среды. Существующие теории о механизме разрушения среды различными конструкциями зарядов показывают, что нет устойчивой связи между прочностными, упругими, инерционными и другими свойствами горных пород и технологическими (степенью разрушения, гранулометрическим составом и т.д.). Математическое описание этих теорий может быть приемлемо, в лучшем случае, применительно к конкретным месторождениям или, точнее, в пределах взрываемого блока или участка горного массива

С учетом принципа дискретности структуры горных пород

и уровня внешнего энергитического воздействия предложена следующая модель:

$$\xi_1 = \exp \left[ A \left( L_{ij}^2 - L_{oi}^2 \right) \right], \quad (33)$$

где  $\xi_1$  – степень разрушения, соответствующая удельной энергоемкости внешнего воздействия;  $A$  – стохастическая характеристика, объединяющая прочностные, упругие и инерционные свойства горной породы;  $L_{ij}$  – энергоемкость разрушения;  $L_{oi}$  – удельная энергоемкость упругой, обратимой деформации.

Анализ разрушения горной породы с позиции теории хрупкого разрушения Гриффитса, Орована и др. дает величину  $\sqrt{e} = 1,58-1,05$ . Такое постоянное соотношение размеров кусков в продуктах разрушения горных пород, очевидно, связано с тем, что процессы дезинтеграции промышленного сырья есть следствие проявления фундаментальной закономерности – закона кратных отношений естественной кусковатости природных образований.

При сохранении массы заряда неводоустойчивого ВВ в полиэтиленовых рукавах меньшего диаметра, чем диаметр скважины, экспонента возрастает, что свидетельствует о перераспределении энергии заряда на верхнюю часть уступа и снижении первоначального давления на стенки скважины.

Закон кратных отношений естественной кусковатости природных образований диктует необходимость производства опытных взрывов для каждого конкретного месторождения с замером технологических параметров отбойки. Так, в условиях Соколовско-Сарбайского месторождения установлено оптимальное соотношение диаметра пленки – 180 мм, при диаметре скважины – 243 мм.

На основании проведенных исследований по механизации взрывных работ и исследованию параметров взрывных работ разработан «Типовой паспорт ведения буровзрывных работ на карьерах ВК МХК».

# Глава 4. РАЦИОНАЛЬНОЕ НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЕ С ПРИМЕНЕНИЕМ КОЛОНКОВЫХ ЗАРЯДОВ ПРИ РАЗРАБОТКЕ СЛОЖНОСТРУКТУРНЫХ ПЛАСТОВ

## 4.1 Разработка контактов «вскрыша-уголь»

В начале 2000 года у Республики Казахстан вновь появилась уникальная возможность восстановления и увеличения добычи Экибастузских углей из-за резкого падения стоимости нефти на мировом рынке. Тем более основным потребителем этих углей традиционно является Россия.

Одной из актуальных проблем горного производства является обоснование норм потерь и разубоживание полезных ископаемых. Особенно важно исследование этого вопроса в условиях сложного строения Экибастузского месторождения с целью установления оптимального уровня чистоты отработки угольных пластов роторными экскаваторами.

При работе вертикальными стружками и торцовой заходке экскаватора объем одной стружки, пройденной по всей ширине заходки, включают в себе объемы как пластов, так и породных прослоек, попадающих в заходку. При этом расчет объемов отдельных пластов (пропластков) угля аналогичен определению объема всей стружки.

Общий объем стружки (см. рис. 24) определяется по формуле

$$V = f(S_1 \cdot l) \quad (34)$$

где  $S$  – площадь сечения стружки на боковой поверхности уступа;  $l = L \cdot \omega$  – длина стружки.

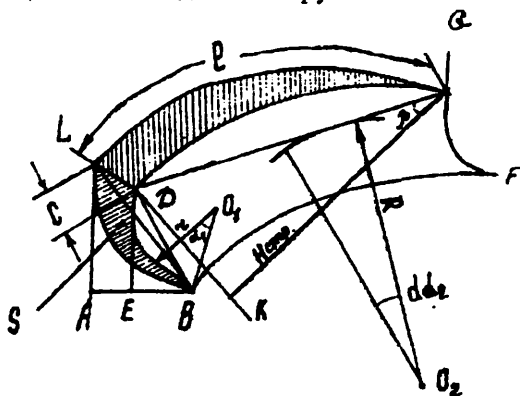


Рис. 24

$$S = (S_1 - S_2) \cdot K_1 \quad (35)$$

где  $K_1$  – коэффициент кривизны по радиусу ротора;  $S_1$  – площадь трапеции ALDB;  $S_2$  – площадь треугольника DEB

$$S_1 = \frac{c+r}{2} \cdot 0,7\varnothing_1 \quad (36)$$

где  $c$  – ширина стружки, м;  $r$  – радиус ротора, м;  $\varnothing_1$  – диаметр ротора, м.

$$S_2 = 0,7r^2 \quad (37)$$

$$K_1 = 1 + 0,57 \cdot \frac{L_1}{180}, \quad (38)$$

где  $L_1$  – угол поворота роторного колеса; 0,57 – максимальное значение кривизны окружности по отношению к диаметру, т.е.

$$K_{\max} = \frac{\pi}{2 \cdot r} = \frac{3,14}{2} = 1,57 = (1 + 0,57) \quad (39)$$

тогда

$$S = 0,7 \cdot r \cdot c \cdot \left( 1 + \frac{0,57}{\pi} \int_0^{\pi} dL_1 \right) \quad (40)$$

Объем стружки определяется как

$$V = V' \cdot K_2 \quad (41)$$

где  $V$  – объем фигуры BLDGF;  $K_2$  – коэффициент кривизны по радиусу поворота стрелы.

$$V' = \frac{S}{2} H. \quad (42)$$

где  $H$  – высота фигуры BLDGF или ширина заходки экскаватора. Поскольку фигура BLDGF имеет практически меньший объем, чем фактический объем, то необходимо привести  $H$  к длине хорды DG

$$DG = \frac{H}{\cos \beta} \quad (43)$$

где  $\beta = \text{Const}$  – угол наклона фигуры BLDGF к плоскости, перпендикулярной площади сечения стружки.

$$K_2 = 1 + 0,57 \cdot \frac{d \cdot \alpha_2}{\pi} \quad (44)$$

где  $\alpha_2$  – угол поворота стрелы экскаватора.

Тогда

$$V = 0,35 \cdot r \cdot c \cdot R \cdot \cos \beta \cdot \left[ 1 + 0,57 \int_0^{\alpha_1} d \cdot \left( \frac{\alpha_1}{180} \right) \right] \cdot \int_0^{\alpha_2} d \cdot \left( \frac{\alpha_2}{180} \right) \quad (45)$$

где  $R$  – радиус поворота роторной стрелы.

Таким образом, по приведенной методике можно рассчитать объемы стружек для любого класса роторных машин.

Изменение ширины заходки экскаватора можно учесть коэффициентом ширины заходки.

$$K_3 = \frac{H_1}{H_2} \leq 1 \quad (46)$$

где  $H_1$  и  $H_2$  – соответственно перпендикуляры, опущенные из вершины стружек к плоскости вертикального сечения стружки.

Критерием оценки селективности служит среднее качество угля.

$$\frac{\sum V_i A_i}{\sum V_i} \leq A_{\text{кр}} \quad (47)$$

где  $A_i$  – зольность  $i$ -го пропластка;  $A_{\text{кр}}$  – допустимая зольность, запланированная на эксплуатационный период.

По объему вынимаемого пласта должно выполняться следующие условия.

$$\frac{V_1 A_1 + V_2 A_2 + \dots + V_n A_n}{A_1 + A_2 + \dots + A_n} \geq V_{\phi} \quad (48)$$

где  $V_1, V_2, \dots, V_n$  – объемы извлеченных пластов, включающие объемы разубоживания угля;  $A_1, A_2, \dots, A_n$  – зольности соответствующих пластов;  $V_{\phi}$  – фактический объем пласта в массиве.

Несоблюдение указанных условий приводит к снижению производительности роторного экскаватора по углю и к увеличению потерь. Однако чрезмерное увеличение объема может привести к повышению зольности, то есть к снижению качества угля. Поэтому величина извлекаемого объема регулируется зольностью угля.

В зависимости от угла встречи плоскости ротора с плоскостью пласта в различных вариантах расположения забоя объемы потерь и разубоживания угля изменяются в значительных пределах. Для каждого конкретного случая значения величин потерь и разубоживания угля будут зависеть и от других факторов, как-то: квалификация машиниста, коэффициент использования экскаватора во времени, четкость контакта раздельной выемки, технологические схемы работы экс-

каватора, схема железнодорожных путей по снабжению транспортом роторные экскаваторы (отдельно для угля и внутренней селекции), степени селекции в зависимости от класса машин (диаметра ротора), максимального использования мощности машины, снижение себестоимости 1кВт/часа получаемой электроэнергии и т.д.

Предложенный нами метод расчета объема стружки позволяет вычислить фактические объемы потерь и разубоживания по блоку. Объем одного блока можно рассчитать, зная количество стружки, приходящихся на данный блок.

$$V_{\text{бл}} = V \cdot n_{\text{стр}} \quad (49)$$

А объем заходки по количеству блоков

$$V_3 = V_{\text{бл}} \cdot n_{\text{бл}} \quad (50)$$

Для проверки правильности предлагаемых расчетных формул проведены экспериментальные работы по замерам объемов потерь и разубоживания угля в пределах стружки, блока, заходки.

Предварительно до разрушения массива, в пределах снимаемой стружки, производится бороздовое опробование и устанавливаются горизонтальные мощности всех пластов и между пластьев. Затем полностью очищаются от горной массы все транспортеры и роторное колесо. По мере извлечения каждого пласта и междупластья (мощностью не более одного метра) взвешивается и производится опробование и по зольности устанавливается степень разубоживания конкретного пласта.

Таким образом, определяется величина потерь и разубоживания угля на различных забоях действующих роторных экскаваторов.

При работе роторных экскаваторов горизонтальными стружками принцип определения искомых объемов стружки, блока, заходки потерь и разубоживания угля аналогичны приведенной методике.

Для определения оптимальных величин потерь и разубоживания полезного ископаемого, нами выведена формула себестоимости электроэнергии (применительно к условиям потребления экибастузских углей по энергосистеме Северо-Уральская ГРЭС и Красноярская ТЭЦ.

$$C_3 = \frac{T_{\text{гу}}}{N_3} (C_B + C_A + C_{\text{П}}), \quad (51)$$

где  $C_3$  – себестоимость выработки 1кВт-час электроэнергии, у.е.,  $N_3$  – годовая мощность энергосистемы, млн. кВтч,  $T_{\text{гу}}$  – количество товарного угля, необходимого для вы-

работки  $N_3$  млн.т,  $C_B$  и  $C_A$  – соответственно, себестоимость вскрыши и добычи 1т товарного угля.у.е.,  $C_{\Pi}$  – себестоимость потребления 1т товарного угля с учетом затрат на его перевозки и сжигания, у.е.

Величины  $T_{\Gamma y}$ ,  $C_B$ ,  $C_A$  и  $C_{\Pi}$  определяются в следующей последовательности:

1) Количество товарного угля

$$T_{\Gamma y} = \frac{0,001N_3}{\eta_{сж} \cdot \eta_{ст} \cdot 0,00116Q_{\Gamma y}}, \quad (52)$$

где  $Q_{\Gamma y}$  – теплотворная способность угля, определяемая из выражения:

$$Q_{\Gamma y} = [8650 \cdot \exp(-0,017A_{\Gamma y}) - 300] \quad (53)$$

$\eta_{сж}$  и  $\eta_{ст}$  – КПД сжигания и электростанции, доли ед.; 0,001 и 0,00116 – коэффициенты перевода, соответственно, килограмма в тонну и килограмма в киловатт-час.

2) Себестоимость вскрыши на 1 т товарного угля ( $C$ ) определялось по методике СГИ им. В.В.Вахрушева:

$$C = C_{вн} \cdot K_{\Gamma} = K_{вн} + \left( \frac{p}{\gamma_{бу}} - \frac{r}{\gamma_{пр}} \right) / (1 - p + r'), \text{ у.е./м}^3, \quad (54)$$

где  $C_{вн}$  – себестоимость вышней вскрыши, у.е./м<sup>3</sup>;  $K_{\Gamma}$  и  $K_{вн}$  – текущий и внешний коэффициенты вскрыши, м<sup>3</sup>/т;  $r'$  – коэффициент засорения в условиях селективной выемки Экибастузского месторождения  $r' \approx r$ , доли ед.;  $\gamma_{бу}$ ,  $\gamma_{пр}$  – объемные веса разубоженного и засоренного углей, кг/м<sup>3</sup>.

3) Себестоимость добычи ( $C_A$ ) изменяется в зависимости от качества товарного угля и определяется из выражения:

$$C_A = C'_A \frac{T'_{\Gamma y}}{T_{\Gamma y}}, \quad (55)$$

где  $C'_A$  – фактическая себестоимость добычи 1 т угля, у.е.,  $T'_{\Gamma y}$  – фактическое количество угля, сжигаемого для выработки электроэнергии  $N_3$  и определяется по формуле (25), млн.т.

4) Себестоимость потребления

$$C_{\Pi} = \frac{334,35}{(90 - A_{\Gamma y})}, \text{ у.е.}, \quad (56)$$

Эта формула выведена на основе статистической обработки расчетов, выполненных «Свердловэнерго» с целью установления влияния зольности экибастузских углей на производство энергии.

Подставляя исходные значения величин  $A_{ту}$ ,  $C_{вн}$ ,  $C_A$  и  $C_n$  определяемых по формулам (52) – (56) в выражение (51) получим формулу себестоимости электроэнергии в развернутом виде:

$$C_э = \left[ \frac{0,862}{(\eta_{сж} \eta_{см} \eta_{ту})} \right] \left[ C_{вн} \frac{K_{вн} + \left( \frac{P}{\gamma_{бг}} - \frac{r}{\gamma_{пр}} \right)}{(1-p+r)} + \frac{C_d' T_{ту} \eta_{сж} \eta_{см} Q_{ту}}{0,862 N_э} \right. \\ \left. \cdot \frac{334,35}{(90 - A_{ту})} \right], \text{ у.е./кВт} \cdot \text{час} \quad (57)$$

В формуле (57) первый множитель выражает удельный расход товарного угля на 1кВт-час электроэнергии, а второй – суммарные затраты, приходящиеся на 1 т добытого угля. Расчетные себестоимости электроэнергии по этой формуле в зависимости от взаимозменения  $A_{ту}$ ,  $Q_{ту}$ ,  $p$  и  $r$  проведены на ПЭВМ.

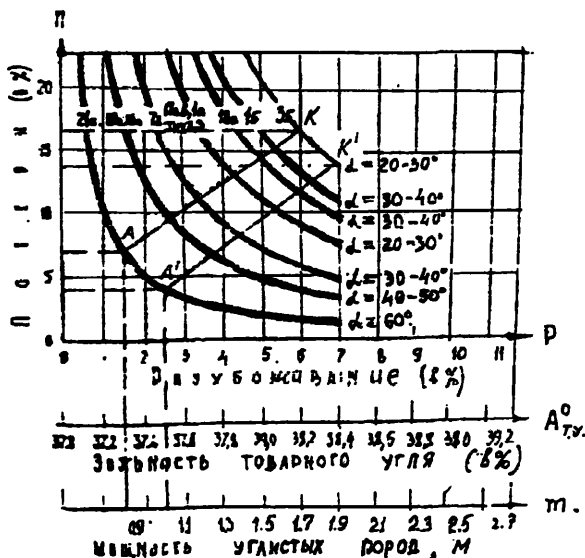


Рис. 25 Номограмма для определения значения потерь ( $\Pi$ ), разубоживания ( $P$ ),  $A_{ту}$  и  $m_{пр}$  в условиях селективной разработки Экибастузского месторождения роторными экскаваторами ЭРГ-400Д 21а, 18а, ..., 36-НМ разведочные линии;  $\alpha$  – угол падения пласта;  $AA'$  и  $KK'$  – контур оптимальных норм.

На основе преследующего анализа результатов этого расчета построена номограмма (рис.25) для определения норм потерь и разубоживания и ожидаемой зольности товарного угля применительно к условиям селективной разработки месторождения роторными экскаваторами (с диаметром колеса 4–6м).

В этой номограмме приняты обозначения 21а, 18а,...,36 – номера структурных размеров угленосной толщи,  $\alpha$  – угол падения пласта, град., АА' и КК' – контур норм величин П, Р и А<sub>г</sub> и т.

Входными данными к номограмме являются структурный разрез и соответствующий ему контур норм. Проектирование этого контура на ось ординат укажет диапазон изменения норм потерь (от 4 до 16%), а на ось абсцисс – норм разубоживания (от 1,5 до 7%) и ожидаемой зольности товарного угля (от 37,3 до 38,4%).

Для обеспечения этих норм селективную выемку роторными экскаваторами следует вести при мощности породных прослоев, превышающих  $m_{пр} = (0,9–1,9)$  м.

## 4.2 Теоретические аспекты разработки границы «полезное ископаемое – пустая порода»

В естественных условиях объемы разубоживания изменяются в пространстве:

$$V_p = \int_0^{V_{p\max}} f(V_p) dV_p = A \int_{L_0}^{L_x-L_0} f(L) dL \int_0^h f(h) dh \int_0^{m_p} f(m_p) dm_p \quad (58)$$

$V_{p\max}$  – объем разубоживания, превышение которого приводит к браку угля, т. е., средневзвешенный объем траншеи превысит 45% зольности, м<sup>3</sup>;  $L_0$  и  $L_x$  – начальная и конечная длина экскаваторного блока, м;  $m_p$  – приведенная мощность разубоживания, м. Как известно, из функции нескольких переменных, если поле величин  $V_p$  пространственно, но в некоторой декартовой системе координат  $L$ ,  $h$ ,  $m_p$  эта величина окажется не зависящей от  $A$ , то поле называется плоскопараллельным. В таких случаях часто можно отвлечься от координаты  $L$  и рассматривать поле только в плоскости  $h$ ,  $m_p$ , т.е., рассматривать плоскопараллельное поле как плоское, помня о том, что во всех параллельных плоскостях поле имеет в точности тот же вид. Приведенная мощность зависит от двух параметров  $\alpha$  и  $\gamma$ :

$$m_p = f(\alpha, \gamma), \quad (59)$$

где  $\alpha$  и  $\gamma$  углы откоса висящего борта траншеи и наклона пласта.

Если  $\alpha$  изменяется дискретно в зависимости от типа оборудования, физико-механических свойств угля и вмещающих пород и т. д., то  $\gamma$  — непрерывно.

При сравнительно ровном и прямолинейном залегании контакта можно определить площади разубоживания:

$$V_p(S_p) = L \int_0^h dS_p = L \int_0^h dm_{np} \quad (60)$$

где  $V_p$  — объем разубоживания рассматриваемой на  $L = 1$  м. Длины контакта по простиранию, м<sup>3</sup>.

Наконец, при определенных горнотехнических условиях в выбранном оборудовании высота уступа может быть величиной постоянной и величина разубоживания угля зависит только от приведенной мощности:

$$V = f(\alpha \text{ и } \gamma). \quad (61)$$

В данном случае значения независимых переменных  $L$  и  $h$  зафиксированы. Тогда функция  $V_p$  станет функцией одной переменной и по ней можно брать производную или дифференциал. Такие производные будут частными и вычисление производится по правилам высшей математики (дифференциальное и интегральное исчисление), причем в процессе дифференцирования переменные рассматриваются как постоянные:

$$V'_p = f'(L, h, m_{np}) = \lim_{\Delta m_{np} \rightarrow 0} \frac{\Delta m_{np} V_p}{\Delta m_{np}} \quad (62)$$

где  $\Delta m_{np} V_p = f(m_{np} + \Delta m_{np}, L, h) - f(L, h, m_{np})$  частное приращение функции. Поскольку  $m_{np} = f(\alpha \text{ и } \gamma)$

имеем:  $V_p = f(\alpha \text{ и } \gamma) \quad (63)$

Потери угля в треугольных призмах связаны обратной зависимостью от разубоживания.

Для определения характера изменения потерь от разубоживания рассмотрим произвольно взятые три варианта расположения контакта и два положения угла наклона борта траншеи треугольников на единицу глубины (длины) фронта равной по простиранию:  $\triangle ABC$ ,  $\triangle ABC_1$  и  $\triangle ABC_2$  (Рис. 26).

Разделим эти объемы на 5 частей по горизонтали и углам наклона борта траншеи.

Треугольники образуют параллелограммы стороной I, II, III. Единичный треугольник, часть параллелограмма, АОМ равен по площади 0,04 части максимальной площади потерь — ABC.

Последовательное нарастание разубоживания и, соответственно, убывание части общих потерь ( $ABL < Q$ ), идет в следующих соотношениях (табл.7).

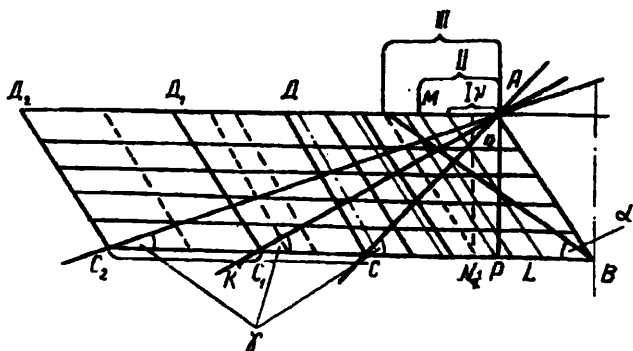


Рис. 26 Схема к расчету взаимозависимости потерь и разубоживания угла по контакту

Таблица 7

|   |   |   |   |   |   |   |
|---|---|---|---|---|---|---|
| Р | 0 | 1 | 3 | 5 | 7 | 9 |
| П | 0 | 9 | 7 | 5 | 3 | 1 |

Как видим, здесь обычная обратно-пропорциональная зависимость. Для определения фактических значений потерь и разубоживания приводим интегральные значения рассматриваемых величин, то есть при  $P = S\Delta AOM$ ,  $n = S\Delta OLC$  и т.д.

Таблица 8

|   |      |     |    |    |    |    |     |
|---|------|-----|----|----|----|----|-----|
| Р | %    | 0   | 4  | 16 | 36 | 64 | 100 |
|   | Доля | 0   | 1  | 4  | 9  | 16 | 25  |
|   | Доля | 25  | 16 | 9  | 4  | 1  | 0   |
| П | %    | 100 | 64 | 36 | 16 | 4  | 0   |

По этим данным строим график зависимости потерь от величины разубоживания (рис. 27, кривая  $\Pi = f(P)$ ).

Как увеличение разубоживания, так и приращение потерь угла представляет собой (табл. 7) сходящийся ряд, а данные табл. 4 их частные суммы  $P_n$  ( $n = 1, 2, 3$  и т.д.). Данный ряд является сходящимся, поскольку с возрастанием номера частные суммы стремятся к определенному конечному пределу:

$$P_k = \sum_{n=1}^{\infty} P_k = \lim_{n \rightarrow \infty} \sum_{k=1}^n P_k \quad (64)$$

где  $P_k$  – член ряда:  $k$  – номер этого члена («индекс»).

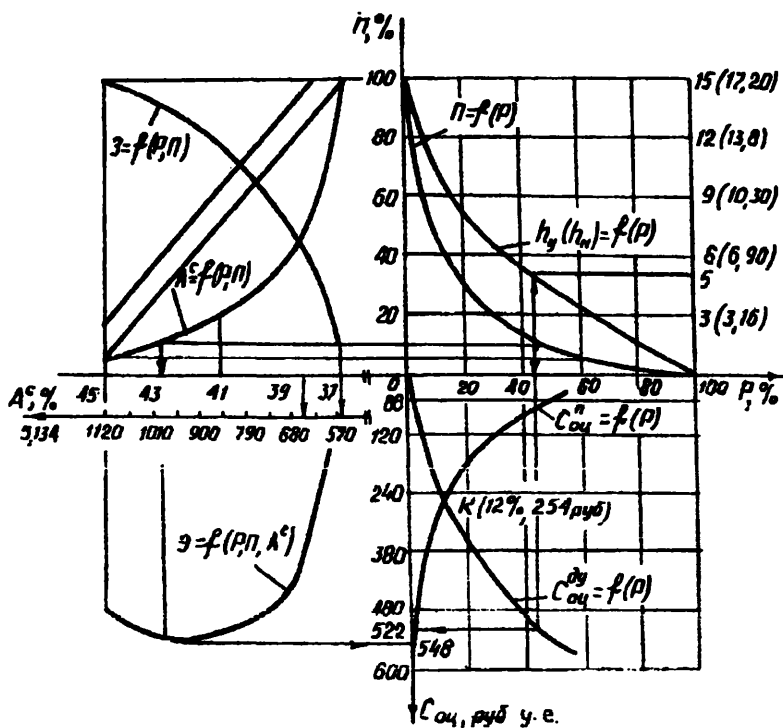


Рис. 27 Номограмма для определения величин потерь угля ( $\Pi$ ), средневзвешенной зольности ( $\Lambda$ ), в траншее и экономических показателей: затрат ( $Z$ ) и ( $C_{oy}$ ) и экономии ( $C_{ay_{oy}}$  и  $\mathcal{E}$ ) на контакте «уголь-порода» при нарезке новых горизонтов роторным экскаватором ЭРП-1250

Подпись маленькими буквами под  $\lim$ , равно как и под знаком  $\rightarrow$ , указывает на тот процесс, в котором берется рассматриваемый предел. Для сходящегося ряда частные суммы с достаточно большими номерами практически просто равны друг другу и равны полной сумме ряда.

Если судить по достаточному признаку Даламбера: для указанного ряда существует предел

$$P = \lim \frac{P_k + 1}{P_k} = 1, \quad (65)$$

то в случае  $l > 1$  — этот ряд расходится, очевидно, его применением не может характеризоваться ряд. В таких случаях возможно применение достаточного интегрального признака Коши /8/.

Пусть  $l' = 16\% (P_1)$ , тогда  $\frac{P_{N+1}}{P_N} < l', \frac{P_{N+2}}{P_{N+1}} < l', \frac{P_{N+3}}{P_{N+2}} < l' \dots$  (66)

откуда  $P_{N+1} < P_N l', P_{N+2} < P_{N+1} l', P_{N+3} < P_{N+2} l'$ , и т.д.

Если выражение для  $P_n$  имеет только для целых  $n = 1, 2, 3 \dots$  но и для всех действительных  $n \geq 1$  и убывает с ростом  $n$ , то

$$\int_1^{\infty} P_n \alpha_n < \sum_{n=1}^{\infty} P_n \leq \int_1^{\infty} P_n \alpha_n + P_1 \quad (67)$$

Значит ряд сходится (или расходится) с выписанным интегралом. Для доказательства заметим

$$\int_1^{\infty} P_n \alpha_n \leq P_1 16 + P_2 16 + \dots + P_n 16 \quad (68)$$

Рассмотрим чисто геометрические треугольники взаимноизменяющихся величин потерь и разубоживания угля (рис. 26)

Тогда: 
$$\frac{ON}{h} = \frac{\sqrt{S_{\Delta OMC}}}{\sqrt{S_{\Delta ABC}}} = \frac{\sqrt{S_{\Delta OMC}}}{\sqrt{S_{\Delta ABC}}}$$

Отсюда выводим теорему «В подобных треугольниках корни квадратные из площади относятся как подобные стороны!».

Тогда легко установить зависимость рассматриваемых площадей треугольников:

$$\sqrt{S_{\Delta OLC}} = \sqrt{S_{\Delta ABC}} - \sqrt{S_{\Delta OMC}} \quad (69)$$

С учетом умножения на единицу длины забоя и замесной соответствующих площадей объемами потерь и разубоживания получим:

$$V_n^c = \left( \sqrt{V_{p(n)}} - \sqrt{V_p^i} \right)^2 = V_{p(n)} - 2\sqrt{V_{p(n)} \cdot V_p^i} + V_p^i \quad (70)$$

Алгебраически оно выражает квадрат разности двух чисел:

$$y = (a - b)^2 \quad (71)$$

Очевидно, при учете дивергенции векторного поля в скалярном выражении имеем разность куба двух чисел:

$$y = (a - b)^3$$

Подставляя соответственные объемы потерь и разубоживания угля получаем

$$V_n^l = V_{p(n)}^3 - 3\sqrt{V_{p(n)} V_p^i} + 3\sqrt{V_{p(n)} \cdot V_p^i} - (V_p^i)^3 \quad (72)$$

Задаваясь численными значениями аргумента  $V_p^1$  из табл. 12 найдем точные (100%) значения функции  $V_n^1$ .

Таким образом, график зависимости потерь от разубоживания угля описывается аналитической формулой (72). Коэффициент корреляции равен единице, что означает существование функциональной связи.

Приведенная теорема, соответственно, и вывод формул зависимости объема потерь от объема разубоживания угля является вполне доступной и приемлемой для инженерных расчетов в ходе эксплуатации месторождения, проектировании величины этих параметров и может быть, со значительной эффективностью, использована при разработке рудных месторождений как на открытых, так и на подземных работах. Это объясняется тем, что определяемый параметр учитывает пространственное расположение объема потерь и разубоживания полезного ископаемого и вместе с тем устанавливает степень высокой точности взаимосвязи этих параметров.

С инженерной точки зрения выведенная зависимость позволяет получить оптимальные величины потерь и разубоживания, что в условиях только Экибастузского месторождения дает значительный экономический эффект. Расчет ожидаемой экономической эффективности излагается ниже.

В пределах угла наклона пласта от  $45^\circ$  до  $90^\circ$  (в среднем, для расчета принят угол в  $60^\circ$ ) и рассматриваемом варианте вскрытия максимальная экономическая эффективность составит (только по потерям) и в пределах одного горизонта, высотой 15 м:

$$\mathcal{E}_{\max} = CV_n' \gamma L, \text{ у.е.} \quad (73)$$

$$\text{где } C = 2,50 + (37 - A^c) \cdot 0,075 \text{ у.е./м} \quad (74)$$

– оптовая цена теряемого угля;

$A^c$  – зольность теряемого угля, %;  $V_n = V_{p(n)} - V_n'$  – фактический объем теряемого угля,  $\text{м}^3$ ;  $V_{p(n)}$  – объем теряемого угля в массиве,  $\text{м}^3$ . Он равен величине максимального объема разубоживания.

$$V_{p(n)} = \frac{1}{2} h \cdot BC \cdot L' = 151 \text{ м}^3 \quad (75)$$

$L'$  – единицы длины фронта, м:

$$V_p' = V_{p(n)} - 2 \sqrt{V_{p(n)} \cdot V_p^i} + V_p^i \quad (76)$$

$V_p^i$  – объем угля, теряемой вынужденно, из-за превышения зольности угля в объеме траншеи 45% за счет разубоживания

$$V_p^i = \frac{8V_{mp}}{63}, \text{ м}^3 \quad (77)$$

$V_{mp} = 693 \text{ м}^3$  – объем разрезной траншеи

$$V_p^i = 88 \text{ м}^3 \quad (78)$$

$\gamma = 1,5 \text{ т/м}^3$  – объемный вес угля;

$L = 4,5 \text{ км}$  – средняя длина разреза «Западный»

Тогда  $V_p^i = 2\sqrt{151 \cdot 88} - 88 = 142, \text{ м}^3$

Подставив данные в формулу (162), получим

$$\mathcal{E}_{\max} = 2,50 \times 142 \times 1,5 \times 4500 = 2,4 \text{ млн. у.е.}$$

С увеличением объема разубоживания угля оптовая цена товарной продукции снижается, что приводит к определенным затратам. Оптимальное значение разубоживания, соответственно, и величина потерь определены графически по следующей методике.

По объемам разубоживания и потерь угля и дискретным значениям зольности угля в траншее установлены зависимости. Зольность задавалась от 37 до 45% по

$$A^c \geq \frac{A_p^c V_p' + A_y (V_{mp} - V_p')}{V_{mp}}, \% \quad (79)$$

Фактически объем теряемого угля определялся по формуле (73).

Объем дополнительно получаемого угля определялся

$$V_{ay} = V_p' + V_n' \quad (80)$$

$V_p'$  и  $V_n'$  – объемы разубоживания и дополнительно полученного угля,  $\text{м}^3$ .

Оптовая цена разубоживания угля ( $C'$ ) определялась по выражению (74).

Тогда стоимость дополнительно полученного угля составит

$$C_{on}^{\partial y} = C V_{\partial y}, \text{ у.е./т} \quad (81)$$

График этой зависимости представлен на рис.27.

$$C_{on}^{\partial y} = f(P)$$

По объему траншеи и известной оптовой стоимости ( $C$ ) разубоживание угля, определяем стоимость угля в траншее.

$$C'_{mp} = C' V_{mp}, \text{ у.е./т} \quad (82)$$

Стоимость угля в траншее и дополнительно полученного составит

$$C_{\text{ог}} = C'_{\text{ог}} + C^{\text{ог}}_{\text{ог}}, \text{ у.е./м}, \quad (83)$$

Стоимость теряемого угля устанавливается по выражению

$$C^{\text{n}}_{\text{ог}} = C^{\text{i}}_{\text{ог}}, \text{ у.е./м}. \quad (84)$$

где  $V^{\text{i}}_n = V_{p(n)} - V'_n$  — объемы теряемого угля, м<sup>3</sup>

График этой зависимости  $C^{\text{n}}_{\text{ог}} = f(P)$  также представлен в IV квадранте номограммы.

Пересечение графиков функции  $C^{\text{ог}}_{\text{ог}}$  и  $C^{\text{n}}_{\text{ог}}$  показывает равенство прибыли и затрат и, соответствует 254 у.е. При величине разубоживания 12%.

Общие затраты за счет комплексного учета разубоживания и потерь определились

$$З = \sum C_{\text{об}} - \sum C^{\text{ф}}_{\text{ог}}, \text{ у.е.} \quad (85)$$

$$C^{\text{ф}}_{\text{ог}} = C^{\text{i}}_{\text{ог}} - C^{\text{n}}_{\text{ог}}, \text{ у.е./м} \quad (86)$$

где  $C_{\text{об}} = 3160 \text{ у.е./м}$

Себестоимость разрабатываемого угля в случае полного присутствия разубоживания и потерь представлен в номограмме (рис. 27). Из этого графика видно, что затраты имеют участок оптимума.

Наконец, произведен расчет экономической эффективности от минимума (оптимума) затрат в зависимости от комплексного влияния разубоживания, потерь и зольности добываемого угля.

$$\mathcal{E} = 3-3 \text{ макс, у.е.}, \quad (87)$$

Оптимальная величина экономической эффективности соответствует: 548 у.е. на единицу (1 м) длины фронта работ (контакта по простиранию) и по одному горизонту, высотой 15 м.

Практически результаты проведенных аналитических исследований могут быть реализованы заданием машинисту роторного (или иного) экскаватора высоты угольного слоя  $h_y$  (или наклонной высоты  $h_n$  по борту траншеи со стороны контакта).

Эта зависимость представлена на рис. 27.

$$h_y(h_n) = f(P) \quad (88)$$

Таким образом, в пределах рассматриваемой задачи при

| № | A <sup>c</sup> | P, %  | V <sub>p</sub> , м³ | V <sub>гп</sub> , м³ | V <sub>гпр</sub> , м³ | V <sub>гдт</sub> , м³ | C <sub>гдт</sub> <sup>г</sup> , у.е./м | C <sup>г</sup> , у.е./м | C <sub>гдт</sub> <sup>п</sup> , у.е./м | C <sub>гдт</sub> <sup>ф</sup> , у.е./м | З у.е. | Э у.е. |
|---|----------------|-------|---------------------|----------------------|-----------------------|-----------------------|----------------------------------------|-------------------------|----------------------------------------|----------------------------------------|--------|--------|
| 1 | 37             | 0     | 0                   | 161                  | 0                     | 0                     | 0                                      | 2600                    | 2600                                   | 204                                    | 1120   | 0      |
| 2 | 39             | 14,55 | 22,00               | 57,20                | 93,80                 | 115,80                | 289                                    | 2454                    | 2743                                   | 215                                    | 632    | 488    |
| 3 | 41             | 29,20 | 44,00               | 33,22                | 117,78                | 161,78                | 404                                    | 2290                    | 2694                                   | 125                                    | 591    | 529    |
| 4 | 43             | 43,70 | 66,00               | 18,10                | 142,90                | 208,90                | 522                                    | 2134                    | 2656                                   | 68                                     | 572    | 548    |
| 5 | 45             | 58,40 | 88,20               | 9,06                 | 141,94                | 230,14                | 577                                    | 1980                    | 2557                                   | 34                                     | 637    | 483    |

A<sup>c</sup> – зольность угля, %;

P – величина разубоживания, %;

V<sub>p</sub> – объем разубоживания, м³;

V<sub>п</sub> – объем потерь, м³;

V<sub>гп</sub> – объем разрезной траншеи, м³;

V<sub>гдт</sub> – объем дополнительно полученного угля, м³;

C<sub>гдт</sub><sup>г</sup> – стоимость дополнительно

полученного угля, у.е./т;

– оптовая цена теряемого угля, у.е./т

C<sub>гдт</sub><sup>п</sup> – суммарная стоимость угля в траншее и

дополнительно полученного угля, у.е./т;

C<sub>гдт</sub><sup>ф</sup> – комплексный показатель стоимости с учетом затрат

на добычу разубожженного объема угля, у.е./т;

З – общие затраты, у.е.;

Э – экономическая эффективность от

минимума затрат, у.е.

высоте слоя угля от горизонта стояния экскаватора равно  $h_y(h_n) = 5$  (5,75) м., разубоживание составит  $P = 43,7\%$ , потери  $\Pi = 11\%$ , зольность (средневзвешенная)  $A^\circ = 43\%$ .

Как оптимальные, так и любые другие величины технико-экономических показателей могут быть определены по номограмме (рис. 58), которые сведены в табл. 9.

Как видно из табл. 9, оптимальные величины рассматриваемых параметров находятся в строке 4.

Предлагаемая методика расчета экономической эффективности нарезки нового горизонта является универсальной, так как позволяет вычислять оптимальные параметры для любых конкретных горно-геологических и технических условий разработки.

#### 4.3 Исследование процессов нарезки новых горизонтов и отработки торцов разрезов комплексами непрерывного действия

Статистическая обработка данных бороздового опробования показала, что средний угол падения пачек составляет  $47,7^\circ$ , доля углов меньших  $40^\circ$  составляет всего  $16,9\%$ . Гистограмма распределения пачек по зольности приводится на рис. 28.

Экибастузские угли по качеству являются высокозольными, газовыми, отощенными каменными углями, пригодными для использования в качестве энергетического топлива. Существующие котельные установки рассчитаны на сжигание экибастузского угля с зольностью до  $40\%$ . Качественная характеристика пластов (по геологическим отсчетам) и элементарный состав углей представлены в табл. 10 и 11.

Таблица 10

Качественная характеристика пластов

| Индексы пластов | Зольность товарного угля, $A^\circ$ , в % | Содержание серы, $S_{\text{общ}}$ , в % | Содержание рабочей влаги, $W^I$ , в % | Содержание летучих, $g$ , в % | Теплота сгорания, $Q^I$ , ккал/кг |
|-----------------|-------------------------------------------|-----------------------------------------|---------------------------------------|-------------------------------|-----------------------------------|
| 1               | $\frac{28,5-39,1}{34,5}$                  | 0,61-0,69                               | 8,1                                   | 25-38                         | 7700-8200                         |
| 2               | $\frac{29,4-35,1}{31,5}$                  | 0,66-0,72                               | 8,3                                   | 24,31                         | 7700-8000                         |
| 3               | $\frac{37,9-44,1}{41,8}$                  | 0,69-0,81                               | 8,3                                   | 26-33                         | 7700-7900                         |

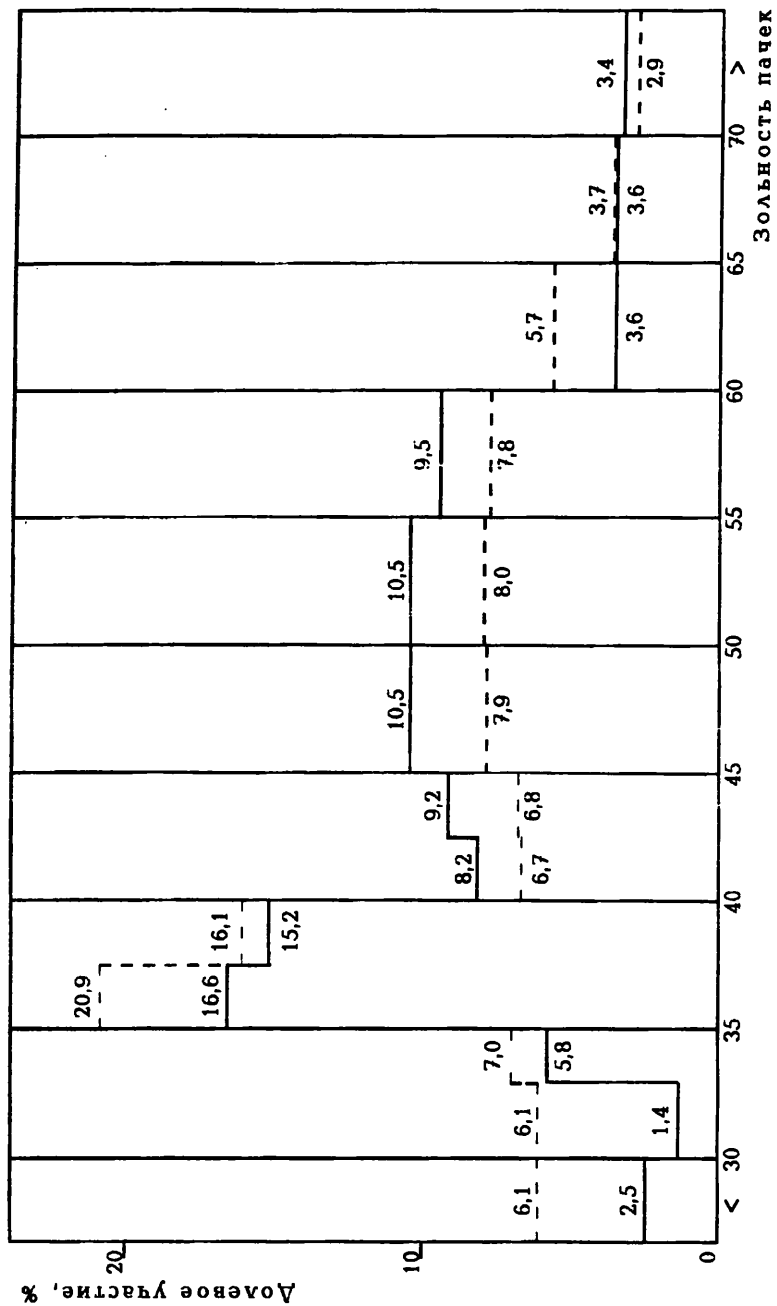


Рис. 28 Распределение пачек по зольности

## Элементарный состав углей

| Пласты | C', % | H', %   | W, %    | P <sub>c</sub> , % | Теплотворная способность (Q <sub>г</sub> , ккал/кг) |
|--------|-------|---------|---------|--------------------|-----------------------------------------------------|
| 1      | 80-82 | 4,9-5,8 | 1,4-1,9 | 0,073              | 7700-8000                                           |
| 2      | 80-85 | 4,8-5,2 | 1,2-1,7 | 0,069              | 7700-8000                                           |
| 3      | 79-82 | 4,7-5,0 | 1,3-1,7 | 0,074              | 7700-7900                                           |

Наносы, представленные песчано-глинистыми породами, имеют мощность в среднем 8-10 м. Породы, вмещающие угольные пласты 1,2 и 3 представлены: в кровле пласта 1 – аргиллитами, алевролитами и реже песчаниками; в почве пласта 3 – песчаниками, алевролитами и углистыми породами.

Классификация горных пород по коэффициенту крепости (шкала профессора Протодяконова М.М.) приводится в табл. 12

Таблица 12

| Интервалы глубины | Литоологические разности |            |           |                               |          |         |
|-------------------|--------------------------|------------|-----------|-------------------------------|----------|---------|
|                   | Песчаники                | Алевролиты | Аргиллиты | Переслаивание песч.-гл. пород | Углистые | Уголь   |
| 0-100             | 0,5-7,3                  | 0,3-6,0    | 1,3-1,8   | —                             | —        | 1,0-1,5 |
| 100-200           | 4,2-11,5                 | 2,6-7,4    | 3,4       | —                             | —        | 1,5-2,0 |
| 200-400           | 5,3-13,9                 | 4,1-8,1    | —         | 7,2                           | —        | 2,0-2,3 |
| 400-700           | 3,2-9,7                  | 4,9-6,5    | 4,1       | —                             | 6,0      | 2,8-3,7 |

По содержанию свободной двуокиси кремния породы и уголь являются селикозоопасными, а угольная пыль пластов – взрывоопасной. Самовозгорание угля происходит в местах осыпей и завалов по откосам бортов разреза, а также на отвалах, в местах отсыпки внутренней вскрыши.

Согласно имеющимся данным по газоносности угольных пластов зона газоактивизаций колеблется от 275 до 350 м. Содержание метана составляет 20 м<sup>3</sup>/т.

Характерной особенностью подземных вод на месторождении является существование единого водоносного горизонта в зоне интенсивно выветренных коренных пород до глубины

25–35 м. Наиболее обводненными являются пласт 1, менее водоносными пласты 2 и 3. Водопроницаемость пород с глубиной закономерно уменьшается.

Как известно, валовая выемка экибастузских углей приводит к максимальному использованию запасов месторождений, позволяет применить технологию и технику непрерывного действия. Последняя в свою очередь способствует полной механизации и автоматизации производственных процессов, значительному росту производительности труда и снижению себестоимости продукции. Однако, ограничения со стороны потребителей зольности угля практически не допускает валовую выемку.

На нарезке новых горизонтов поточно-циклическая схема впервые была применена в 1968 г. Роторный экскаватор РЭ–1 грузил уголь в вагоны, подаваемые поочередно по тупиковой схеме на уровне стояния экскаватора. Циклическая схема не отвечает общей технологии работ ни по производительности, ни по селективным свойствам. Причем нет четко принятой технологии отработки торцов разрезов. В каждом конкретном случае разноса бортов разрезной траншеи в районе торцов разрезов принимаются разные варианты отработки, зачастую затрудняющие дальнейшее развитие горных работ. В этой связи нами рекомендовано при нарезке новых горизонтов использовать роторный экскаватор ЭРП–1250 с перегружателем П–1600–50/17 (рис.29). По сравнению с мех.лопатой (ЭВГ–4И), помимо высокой производительности этот комплекс имеет следующие преимущества:

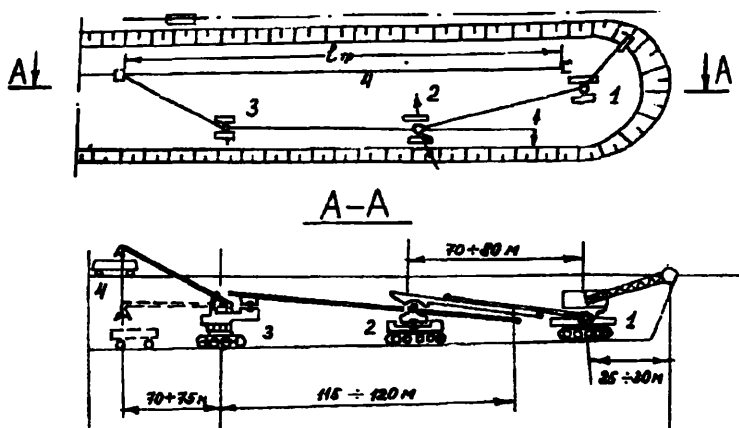


Рис. 29 Эскиз двухагрегатного роторного комплекса  
1-ЭРП-1250; 2 - опорный механизм, 3 - перегружатель, 4 - средства транспорта.

а) улучшается схема селективной выемки пластов в тушиковом забое;

б) возможность одновременной загрузки угольного и породного составов за счет перегружателя П-1600 (рис. 31) при строительстве двух путей к забою;

в) за счет значительной длины перегружателя, сокращается переукладка пути при отработке до 4<sup>х</sup> заходов экскаватора, при ширине заходки 25 м;

г) возможен полный переход на роторную технику на добыче угля, что приведет к унификации оборудования;

д) перегружатели найдут широкое применение в случае перехода на поточную технологию.

Поскольку перегружатели разрабатывали в основном мягкие породы в районах с умеренным климатом, для условий Экибастузского месторождения требуются определенные реконструкции.

Для крепких углей с суровыми климатическими условиями рационально применение резинотросовых конвейерных лент. Для погрузки в железнодорожные вагоны угля с разгрузочной консоли, необходимо шиберное устройство. При этом возможно шире использование средств автоматизации процессов добычи, погрузки, контроля качества и количества угля, а также подача вагонов под погрузку.

Роторный экскаватор ЭРП-1250 в комплексе с перегружателем П-1600-50/21М был использован на разрезе «Восточный» для послойной проходки траншей с высотой (рис. 29) и слоев:

– верхний – 17 метров;

– нижний – 3 метра,

а на «Богатыре» – рис. 30.

При значительных площадях вскрышных запасов рекомендовано двухагрегатное использование комплекса (рис. 31).

В настоящее время на добыче угля на разрезах «Западный» работают экскаваторы SRSk-470 (рис. 32) и «Богатырь» – ЭРШРД-5000 (рис. 33) с погрузкой на железнодорожный транспорт.

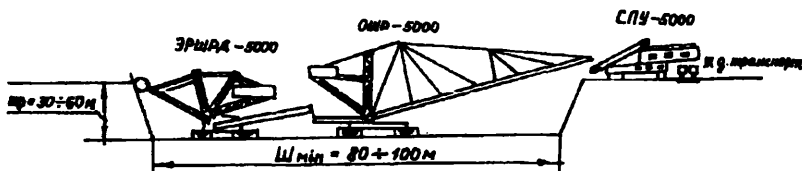


Рис. 30 Разрезка траншей роторным комплексом  
ЭРШРД-5000 + ОШР-5000 + СПУ-5000

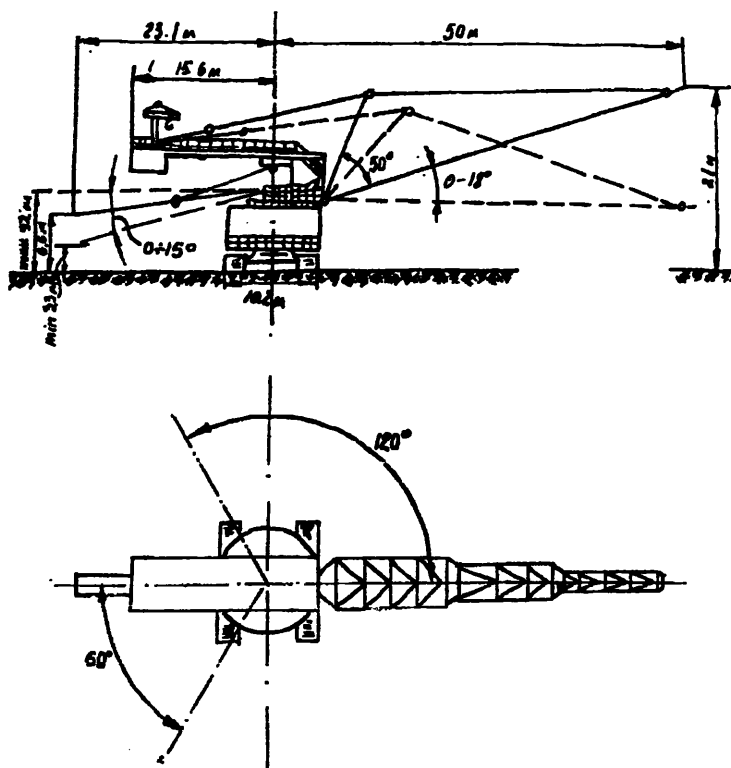


Рис. 31 Перегрузатель П-1600-50/17

Условия применения этих экскаваторов приведены в табл.13.

Коэффициент использования экскаваторов составляет 0,3-0,6. Для облегчения работы роторных экскаваторов забой взрывается на встряхивание с применением воздушных промежутков из пенополистирола. Применяются буровые стенки типа СБР-60.

$$\frac{1}{K} = \frac{r}{R}, \text{ если } K = \frac{R}{r}, \quad (89)$$

где  $R$  – внешний радиус закругления, м;  $r$  – внутренний радиус закругления, м.

При  $R = m + r$

$$K = 1 + \frac{m}{r}, \quad (90)$$

где  $m$  – горизонтальная суммарная мощность пластов, м.

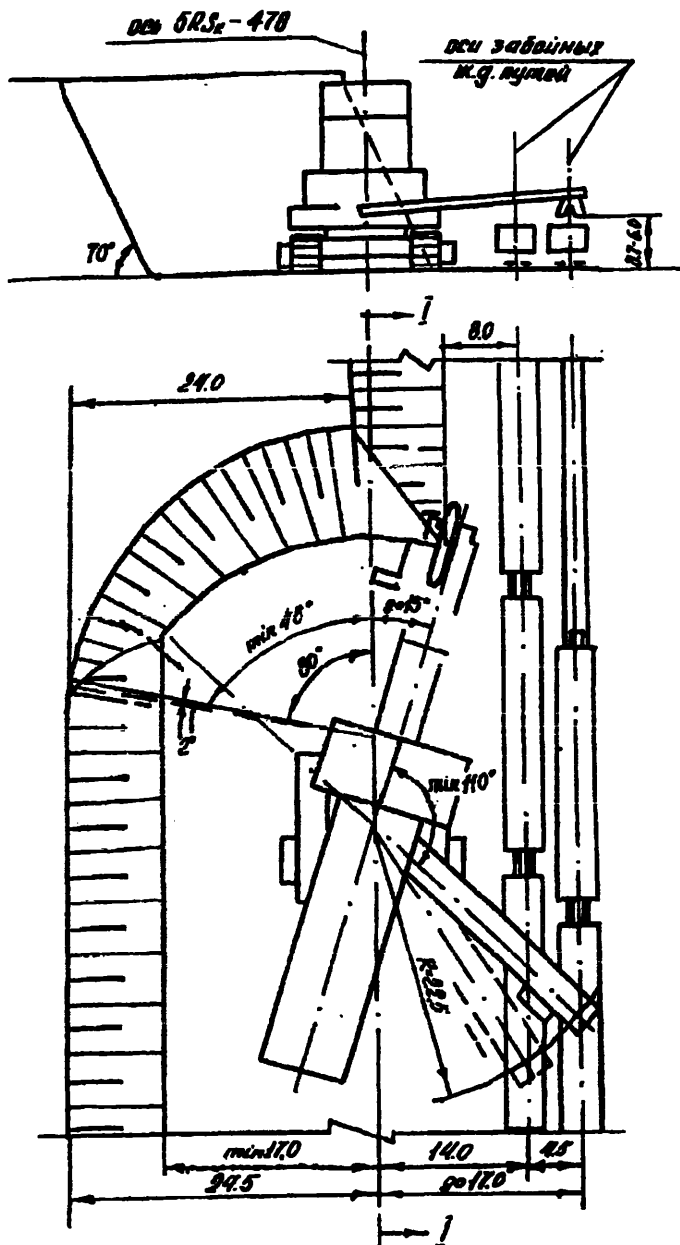


Рис. 32 Забой роторного экскаватора SRS<sub>x</sub>-470

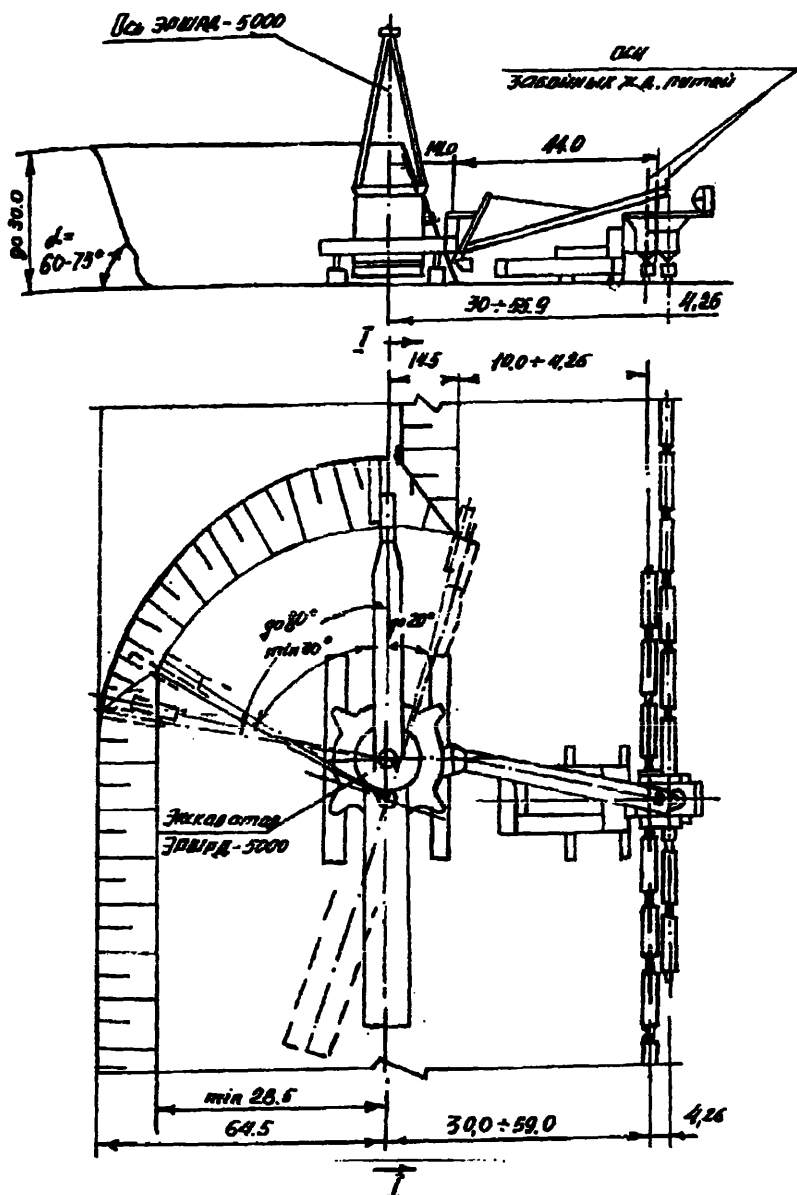


Рис. 33 Забой роторного экскаватора ЭРПРД-5000

Таблица 13

| № | Условия применения                                                                                                                       | SRS <sub>x</sub> -470      | ЭРШРД-5000                 |
|---|------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|----------------------------|----------------------------|
| 1 | Разрабатываемый материал                                                                                                                 | Каменный уголь и прослойка | Каменный уголь и прослойка |
| 2 | Способ подготовки горной массы                                                                                                           | Взрыв на встряхивание      | Взрыв на встряхивание      |
| 3 | Средняя мощность<br>а) пласты угля, м<br>б) породных прослоев, м                                                                         | 5,5±125<br>0,1±1,0         | 26±46<br>0,1±1,0           |
| 4 | Способ выемки                                                                                                                            | Селективный                | Валово-селективный         |
| 5 | Угол падения пласта, град                                                                                                                | 55±20                      | 5±25                       |
| 6 | Объемный вес:<br>а) угля, т/м <sup>3</sup><br>б) пород. т/м <sup>3</sup>                                                                 | 1,58<br>1,8                | 1,48<br>1,8                |
| 7 | Коэффициент крепости:<br>а) угля<br>б) породы                                                                                            | 1÷3<br>3÷4                 | 1÷3<br>3÷4                 |
| 8 | Удельное сопротивление по<br>копанию угля и прослоев:<br>а) в пеллике, кг/см <sup>3</sup><br>б) после разрыхления,<br>кг/см <sup>3</sup> | 1,4<br>0,85                | 1,4<br>0,85                |
| 9 | Степень селекции, м                                                                                                                      | 2,5±3,0                    | 2,5±3,0                    |

При отработке торцов разрезов имеют место три основных случая, зависящих от места заложения разрезной траншеи:

I — нарезка осуществляется по кровле пласта 1;

II — то же, по почве пласта 3;

III — то же, по пласту 2

При обработке торцов разрезов преимущества I и III случаев очевидны, поскольку имеет место закругления только в одном направлении.

Текущий коэффициент вскрыши в основном зависит от интенсивности отработки угля на нижних горизонтах. В этой связи наиболее интенсивная отработка нижних горизонтов возможна при валовой выемке. Естественно, в таких случаях могут возникнуть ситуации, когда средняя зола угля превысит допустимую норму. Поэтому, в дальнейшем необходимо усреднить и обогатить этот уголь внутри разреза или на поверхности. Если это невозможно осуществить, то необходимо значительно увеличить степень селекции — мощность раздельно вынимаемых пачек угля и пропластков.

Торцевые части разрезов отрабатываются посредством изменения направления движения экскаватора относительно залегаемого пласта. Если в обычных торцевых забоях имеется определенная технологическая карта, полученная от сечения пластов перпендикулярно, то при отработке торцов эта картина изменяется на  $90^\circ$ , то есть торцевой забой переходит в боковой забой. Изменение объема угля происходит по довольно сложной фигуре.

Подсчитывается объем угля для каждого слоя угля и породы по предлагаемой нами формуле

$$V_i = 0,35 r c R \cos \beta \left[ 1 + 0,57 \int_0^{\alpha_1} d \left( \frac{\alpha_1}{180} \right) \right] m_i K_i, \quad (91)$$

где  $r$  – радиус ротора, м;  $c$  – ширина (глубина) блока, м;  $R$  – радиус поворота роторной стрелы, м;  $\beta$  – угол наклона блока к плоскости перпендикулярной площади сечения стружки, град;  $\alpha_1$  – угол поворота роторного колеса, град;  $0,57$  – максимальное значение кривизны окружности по отношению к диаметру;  $m_i$  – горизонтальная мощность  $i$ -го пропластка;  $K_i$  – коэффициент, учитывающий серповидность блока в объеме  $i$ -го пропластка.

Степень селективного в торцевом забое устанавливается средним качеством угля

$$\frac{\sum V_i^y A_i^y}{\sum V_i^y} \leq A_{кр} \quad (92)$$

где  $A_i$  – зольность  $i$ -го пропластка, %;  $A_{кр}$  – допустимая зольность, запланированная на эксплуатационный период, %.

В условиях Экибастузских разрезов с увеличением глубины открытых горных работ, на протяжении последних лет возникла острая проблема отработки торцевых участков разрезов. Сущность проблем заключается в том, что в проектах отработки разрезы располагались вокруг мульды с траншеями внешнего заложения. В местах границы разрезов образовались торцы, которые с глубиной резко сократили фронт работы добычного оборудования, а сами торцы отрабатывались бессистемно, не увязываясь с общей технологией горных работ.

Нами приведен расчет экономической эффективности внедрения роторного экскаватора вместо одноковшового при отработке торца разреза.

Объемы горной массы при реконструкции торца разреза «Западный» приведены в табл. 14

Таблица 14

| Горизонты | Средняя высота уступа, м | Объемы горной массы при реконструкции, тыс.м <sup>3</sup> | Границы реконструкции на горизонтах |
|-----------|--------------------------|-----------------------------------------------------------|-------------------------------------|
| +140 м    | 17                       | 271,150                                                   | от ГК213 до скв. №18                |
| +120 м    | 18                       | 521,550                                                   | от ГК213 до скв. №7                 |
| +100 м    | 11                       | 473,550                                                   | от ГК213 до скв. №35                |
| +80 м     | 12                       | 548,850                                                   | от РП24 до ГК23°                    |

Как видно из таблицы, суммарный объем горной массы южного торца составил  $V = 1815700 \text{ м}^3$  или при  $\mathcal{E}_{\text{ср}} = 1,5 \text{ т/м}^3$   $V = 2,722650 \text{ млн.т.угля.}$

Производительность роторного экскаватора ЭРП-1250, в среднем за год  $Q = 3 \text{ млн.т/год.}$

Время отработки объема реконструкции торца экскаватором ЭРП-1250 с перегружателем П-1600

$$T = \frac{V}{Q} = \frac{2,72}{3} = 0,9 \text{ лет} \quad (93)$$

При производительности мехлопаты ЭВГ-4М,  $Q = 1,5 \text{ млн.т/год,}$  за то же время, что и роторный экскаватор ЭРП-1250 ( $E = 0,9 \text{ года}$ ) отработает объем:

$$V_{\text{ЭВГ-4М}} = Q_{\text{м}} T = 1,5 \cdot 0,9 = 1,35 \text{ млн.т} \quad (94)$$

Число мехлопат необходимых для отработки всего объема реконструкции южного торца, за 0,9 года:

$$n = \frac{V}{V_{\text{ЭВГ-4М}}} = \frac{2,72}{1,35} = 2,01 \approx 2 \text{ экскаватора} \quad (95)$$

Таким образом, приращение объема  $\Delta V = V - V_{\text{ЭВГ-4М}} = 2,72 - 1,35 = 1,37 \text{ млн.т.}$  Тогда экономический эффект составит:

$$\mathcal{E} = C_{\text{р.э}} \Delta V = 15,87 \cdot 1,37 \approx 2 \text{ 210 тыс. долл. США} \quad (96)$$

На весь объем реконструкции и в пересчете на 1 год

$$\mathcal{E}_{\text{г}} = \frac{\mathcal{E}}{T} = \frac{210}{0,9} = 233,330 \text{ тыс. долл} \quad (97)$$

#### **4.4. Рациональное обеспечение электростанции углем при отработке сложноструктурных пластов с применением рассредоточенных зарядов для предварительного встряхивания угля**

Английский экономист Джон Мейнард Кейнс обратил внимание на взаимосвязь доходов, сбережения, потребления, инвестиции и процентных ставок и пришел к убеждению, что экономический рост и стагнация определяются объемом вложенных в нее частных инвестиций. Он считал, что безработным надо дать работу и что доходы должны перераспределяться таким образом, чтобы у бедных были деньги, которые они могли тратить.

В социальной сфере государство должно помогать тем, кто не способен сам о себе позаботиться, предоставляя пособия, имеющим детей, обеспечивает медобслуживание пожилым и нуждающимся, а через программы социального страхования помогает безработным и уволенным, бедным и инвалидам.

Почти 2/3 общего объема продукции национальной экономики составляют товары услуги, приобретаемые индивидами для личного пользования. Оставшуюся 1/3 приобретает государство и бизнес.

Агенство по защите окружающей среды (АЗОС) в США было создано в 1970г. и в настоящее время имеет 12 тыс. служащих и ежегодно расходует свыше 5 млн. долларов. АЗОС в принудительном порядке воспрепятствует загрязнению окружающей среды предпринимателями или крупными корпорациями, имеющими промышленными предприятия.

Валовый национальный продукт (ВНП) служит для измерения общего объема производства товаров и услуг за определенный год.

В 1979г. ВНП американской экономики составлял 2368,8 млрд. долларов. Его размеры превышали ВНП СССР, Западной Германии и Франции, вместе взятых, а в 1990 г. – 5500 млрд. \$. В 1990 г. семья из четырех человек с ежегодным доходом ниже 13360 \$. считалась живущей в нищете. Если в 1959 г. за чертой бедности жили 22,4%, то в 1990 г. он составил – 12,8%.

Государственные органы, в том числе конгресс, Совет федеральной резервной системы, пытаются удерживать под контролем резкие колебания от безудержного роста к спаду, от инфляции к депрессии, устанавливая налоговые ставки, в том числе ставки амортизационных отчислений, регулируя денежный запас и использование кредита.

Существует три основных вида бизнеса:

1) тот, который начинают и которым руководят индивидуальные собственники или предприниматели;

2) товарищество, в котором два или более участников делят риск и доходы от предпринимательства;

3) корпорации, где держатели акций, являясь собственниками, могут в любой момент купить или продать свою долю на открытом рынке. Последняя позволяет собирать огромные денежные средства, объединяя вклады многих людей и делая возможным крупное предпринимательство.

Потребители ищут, на что бы лучше потратить деньги, тогда как производителей интересуют наилучшие цены и прибыль на товар, который они должны продать. Федеральная и местная власти, а так же власти штатов стремятся обеспечить общественную безопасность, гарантировать частную конкуренцию и предоставить ряд тех услуг, с производством которых лучше справляется государство, или частный сектор.

Потребители, производители и правительство принимают экономическое решение исходя из повседневной действительности, причем главную роль играет взаимодействие между производителями и потребителями; таково предназначение рыночной экономики.

Аналогичную ситуацию можно видеть при добыче угля на Экибастузском месторождении, где спрос на энергетический уголь, в связи с падением цен на нефтепродукты, резко возрастает. В такой момент важно рациональное распределение угля по потребителям, основная доля которых приходится на Россию.

Нами обоснованы рациональные пути решения общей задачи качества подаваемого угля из различных пластов по потребителям и предложены математическая модель, плана перевозок. Наряду с этим ставится задача минимизации общих расходов на перевозку. Задача принимала, так называемую, транспортную форму минимизации затрат на добычу и доставку.

Для решения задачи конкретно к Экибастузскому месторождению нами были проанализированы результаты добычи угля за несколько лет из Управления технического контроля в г. Караганде из филиала в г. Экибастузе (табл. 15).

Задание на ЭВМ-Мини-32 осуществлялось определением стоимости транспортировки тонны угля; делением значений колонки 4 на 63т.

Поставщиками были пласты 1, 2 и 3. Причем 3-й пласт подразделялся на 8 пачек. Итого количество поставщиков 10, потребителей – 16. Условие задачи и ее алгоритм, расписаны ниже.

Общая стоимость поставок углей

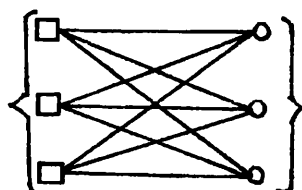
| №№<br>п/п | Электростанции (потребители)                  | Расстояние до<br>каждого по-<br>требителя, км | Стоимость транс-<br>портной<br>у.е. на вагон) |
|-----------|-----------------------------------------------|-----------------------------------------------|-----------------------------------------------|
| 1.        | Красногорская ТЭЦ (ст. УА5)                   | 1338                                          | 230                                           |
| 2.        | Нижнетурьинская ГРЭС (ст. ГРЭС)               | 1676                                          | 279                                           |
| 3.        | Редотинская ГРЭС (17 км)                      | 1429                                          | 246                                           |
| 4.        | Верх.-Тагильская ГРЭС (ст. В-Таг.)            | 1544                                          | 264                                           |
| 5.        | Серовская ГРЭС (ст. Серов Сорти-<br>ровочная) | 1320                                          | 234                                           |
| 6.        | Троицкая ГРЭС (ст. Золотая сопка)             | 1232                                          | 215                                           |
| 7.        | Омская ТЭЦ-4 (ст. Комбинатская)               | 826                                           | 154                                           |
| 8.        | Павлодарская ТЭЦ-1 (ст. Павло-<br>Южн.)       | 140                                           | 50                                            |
| 9.        | Павлодарская ТЭЦ-2 (ст. Павлодар)             | 132                                           | 50                                            |
| 10.       | Ермаковская ГРЭС (ст. Спутник)                | 140                                           | 50                                            |
| 11.       | Экибастузская ТЭЦ (самовывоз)                 | 105                                           | 47                                            |
| 12.       | Карагандинская ГРЭС-1 (ст. Темир-<br>тау)     | 3                                             | 18                                            |
| 13.       | Карагандинская ГРЭС-2 (ст. Тох-<br>тар)       | 515                                           | 110                                           |
| 14.       | Петропавловская ТЭЦ (ст. Петро-<br>павловск)  | 562                                           | 114                                           |
| 15.       | Рудненская ТЭЦ (ст. железнодоро-<br>жная)     | 797                                           | 148                                           |
|           | Всего:                                        | 1020                                          | 185                                           |

## Задача

Условие:

Поставщики

N = 10



Потребители

M = 16

Пласты (поставщики) имеют запас  
Потребителям (эл.станции) поданы заявки B1, B2,...B16.

$$\sum a_0 \leq \sum a_j \quad (98)$$

Количество угля, направленное с определенного пласта в  
определенный потребитель  $x_{ij}$

**Матрица (10x16)=160**

Минимизируемая целевая функция

$$L = \sum \sum c_{ij} x_{ij} \rightarrow \min \quad (99)$$

где  $c_{ij}$  – стоимость транспортировки  
Дополнительное условие:

$$\sum_j x_{ij} = a_i 10; \quad \sum_i x_{ij} = b_j 16 \quad (100)$$

$$\sum_i \alpha_i x_{ij} \leq \beta_j \sum_i x_{ij}; \quad j=1, 2, \dots, m \quad (101)$$

$$\sum_i (\alpha_i - \beta_j) x_{ij} \leq 0; \quad j=1, 2, \dots, m \quad (102)$$

Обозначим через  $\alpha_i$  – зольность  $i$ -го поставщика, а через  $\beta_j$  – необходимую зольность угля  $j$ -го потребителя, тогда задача запишется следующим образом:

$$\sum_{i=1}^{10} \sum_{j=1}^{16} c_{ij} x_{ij} \rightarrow \min \quad (104)$$

$$\sum_{j=1}^{16} x_{ij} = \alpha_i, \quad i=1, 2, \dots, 10 \quad (104)$$

$$\sum_{i=1}^{10} x_{ij} = \beta_j, \quad j=1, 2, \dots, 16 \quad (105)$$

$$\frac{\sum_{i=1}^{10} \alpha_i x_{ij}}{\sum_{i=1}^{10} x_{ij}} \leq \beta_j; \quad j=1, 2, \dots, 16 \quad (106)$$

$$x_{ij} \geq 0. \quad (107)$$

Ограничение (103) можно переписать следующим образом

$$\sum_{i=1}^{10} (\alpha_i - \beta_j) x_{ij} \leq 0 \quad j=1, 2, \dots, 16$$

Задача (103)–(107) – выпадает из рамок транспортных задач линейного программирования из-за ограничения (107). Поэтому для ее решения необходимо применить общий метод решения задач линейного программирования – симплекс-метод. С помощью симплекс-метода решается следующая общая задача линейного программирования

$$\sum_{j=1}^n c_j x_j \rightarrow \min \quad (108)$$

$$\sum_{j=1}^n a_{ij} x_j \geq e_i, \quad i=1, 2, \dots, m \quad (109)$$

$$\sum_{j=1}^n a_{ij} x_j = e_i, \quad i=m_1+1, \dots, m_2 \quad (110)$$

$$\sum_{j=1}^n a_{ij} x_j \leq e_i, \quad i=m_2+1, \dots, m \quad (111)$$

$$x_j \geq 0, \quad j=1, 2, \dots, n \quad (112)$$

Как видно из записи, задачи (108)–(112) являются одноиндексной.

Поэтому, чтобы решить задачу (103)–(107) симплекс-методом, ее необходимо преобразовать в одноиндексную, то есть пронумеровать переменное. Например,

$$\begin{aligned} C_{11} &\sim C_1 \\ x_{11} &\sim y_1 & x_{12} &\sim y_2, \dots, x_{2,16} \sim y_{16} \\ C_{21} &\sim C_{17} & x_{22} &\sim y_{12}, \dots, x_{2,16} \sim y_{32} \\ x_{21} &\sim y_{17} \\ &\dots\dots\dots \\ x_{10,1} &\sim y_{145}, & x_{10,2} &\sim y_{146}, \dots, x_{10,16} \sim y_{160} \end{aligned} \quad (113)$$

Затем нужно переписать функцию цели (103) и ограничения (104)–(107) в новых переменных в развернутом виде: например, ограничения (105)  $j = 1$  для потребителя

$$y_1 + y_{17} + y_{33} + \dots + y_{145} = b_1 = 2731 \quad (114)$$

**Функция цели  $b_{16}$**

$$C_1 y_1 + C_2 y_2 + \dots + C_{160} y_{160} \rightarrow \min \quad (115)$$

**по зольности**

$$(37-36)y_1 + (33-36)y_{17} + (40-36)y_{33} + \dots + (43-36)y_{145} \leq 0,1$$

.....  
.....

**для поставщиков**

$$y_1 + y_2 + y_3 + \dots + y_{16} = 7465 = a_1 \quad (116)$$

.....

$$a_{10}$$

Первоначально задача решалась без ограничений по зольности.

Программа для «Минск-32» принята стандартная.

Ниже приводятся результаты решения на перфолистах 1, 2, 3, 4.

**Лист 1. Исходные данные транспортной задачи.**

Здесь 1, 2, ..., 10 – поставщика. Затем, приводятся объемы добычи (долевое участие пласта в тыс.тонн), оптовая цена угля без запятой, то есть 250 необходимо читать 2 руб. 50 коп. (цены 1986 г.).

Нули – без учета золы.

Далее 1, 2, ..., 16 – потребители с объемом угля в тыс.тонн, принятых в течение рассматриваемого срока. Затем, стоимость перевозок без запятой, то есть 365 необходимо читать 3 руб. 65 коп (табл. 13).

Как видно из таблицы, оптимальные варианты доставки позволяют рекомендовать объемы добычи из каждого пласта. Соразмерно этим объемам необходимо и планировать вскрытие, подготовку и разработку разрезов. Таблица учитывает долевое участие каждой пачки и возможную потребность каждой электростанции. Сумма горизонтали дает вскрытый запас каждой угольной пачки (пласта), а сумма вертикали – годовую потребность электростанции.

При изменении технологии разработки, изменений количества потребителей (ГРЭС) или поставщиков (не вскрытые пласты к расчетному году) и т.д. не могут влиять на алгоритм и программу задачи. Универсальность методики и заключается в получении желаемых результатов, заложением в память машины измельченных исходных данных.

Долевое участие пластов (пачек) со средней зольностью приведено в табл.16.

Таблица 16.

| №№ пластов<br>(пачек) | Долевое участие пласта в общем объеме<br>отгрузки |          | Средняя золь-<br>ность пласта, % |
|-----------------------|---------------------------------------------------|----------|----------------------------------|
|                       | %                                                 | T        |                                  |
| 1                     | 18                                                | 7465000  | 37                               |
| 2                     | 23                                                | 8964000  | 33                               |
| 3 (3-а)               | 6                                                 | 2339000  | 40                               |
| 4 (3-б)               | 7                                                 | 2728000  | 44                               |
| 5 (3-в)               | 9                                                 | 3508000  | 42                               |
| 6 (3-г)               | 7                                                 | 2728000  | 50                               |
| 7 (3-д)               | 7                                                 | 2728000  | 35                               |
| 8 (3-е)               | 6                                                 | 2339000  | 32                               |
| 9 (3-ж)               | 6                                                 | 2329000  | 36                               |
| 10(3-з)               | 11                                                | 4288000  | 43                               |
| Итого                 | 100                                               | 38976000 |                                  |

Зольность в вагоне не должна превышать 45%. Необходи-  
мо перевести в т., сбалансировать.

*Примечание:* Точность решения задачи на машине до 4-х  
значащих цифр.

При учете золы поставщика или потребителя задача также  
решается без затруднений. Только при одновременном учете  
зольности поставщиков и потребителей задачи выходит за  
рамки транспортной и решается симплекс-методом. Этот ме-  
тод в настоящее время реализован и учитывает выполнение  
ежегодной программы отгрузки угля на электростанции.

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В работе изложены результаты научных исследований по совершенствованию технологии разработки жильных месторождений с целью снижения выхода руды мелкой фракции, которая зачастую теряется, уносится водой и оседает в лежащем боку месторождения. Исследованы и внедрены конструкции шпуровых зарядов с воздушными компенсаторами, позволившими в 1,5–2 раза снизить выход мелочи.

Комплексная механизация взрывных работ на рудниках Казахстана и бывшего СССР позволили создание гранулированных ВВ для механизированного заряжания, что в свою очередь значительно повысит коэффициент использования шпуров и улучшит показатели взрыва за счет увеличения плотности заряжания.

Исследования потерь и разубоживания угля и селективная отработка сложноструктурных пластов позволили внедрить непрерывную технологию добычи угля с применением роторных экскаваторов на уникальном Экибастузском месторождении.

При отработке вольфрамо-молибденовых руд Акчатауского месторождения за счет внедрения новой технологии отработки уменьшенных диаметров шпуров 30–35 мм и детонита 10А, вместо шпуров диаметром 40–43 мм; и аммонита №6 оптимальной сетки расположения шпуров и внедрения рассредоточенных зарядов в 1,5–2 раза снизился выход руды мелкой фракции.

Посредством применения уравнений газодинамики предложена теория действия рассредоточенных зарядов, который показывает, что полный импульс взрыва передаваемый среде при применении указанных зарядов по сравнению со сплошными зарядами возрастает на 15–20%. С применением закона сохранения количества движения определены пункты соударения газовых потоков при одном и двойном рассредоточении.

Пиковое давление в начальный момент взрыва снижается, однако «хвостовая» часть увеличивается, что согласуется с выводами академика Н.В.Мельникова и др.

На основе анализа результатов многочисленных экспериментальных взрывов на модели получена качественная картина разрушения среды в пространстве при различных конструкциях зарядов.

Осуществлена комплексная механизация взрывных работ на рудниках Казахстана с внедрением гранулированных ВВ и одновременным совершенствованием технологии взрывных работ: разработаны паспорта буровзрывных работ с радио-

нальной сеткой расположения скважин, предварительным осушением скважин с непроточной водой агрегатом АОС, с применением растаривающей установки для приготовления гранулированных ВВ к загрузке в зарядные машины.

Модернизирована зарядная машина МЗ-4 для механизированного и непрерывного заряжения скважин зарядами, расфасованные вспененным полистиролом, что позволило снизить удельный расход ВВ в 1,2-1,4 раза, улучшить качество дробления горной массы и облегчить проработку подошвы уступа.

В обводненных скважинах внедрена технология заряжения неводоустойчивых ВВ в гидроизолирующие рукава из полиэтилена; на заводах производится серийный выпуск полиэтиленовых пленок для гранулированных ВВ и разработано и внедрено устройство «Талисман» для механизированного заряжения.

В слабоустойчивых породах и сильнотрещиноватых массивах с проточной водой внедрена технология заряжения вслед за бурением, позволившая получить экономию свыше 100 условных единиц на 1 тонну заряжаемого ВВ.

Теоретически обоснована и аналитически доказана зависимость потерь и разубоживания при четком контакте между полезным ископаемым и породой как куб суммы двух чисел.

Принято проектное решение и внедрена непрерывная технология добычи угля при отработке торцов разрезов и нарезке новых горизонтов сложноструктурных пластов Экибастузского месторождения с предварительным рыхлением буровзрывным способом без нарушения структуры пластов.

Результаты исследований внедрены при разработке тонких жил на ш. "Капитальная" Акчатауского вольфрамо-молибденового месторождения с разработкой паспортов буровзрывных работ при усовершенствованной технологии добычи.

Комплексная механизация взрывных работ с внедрением гидроизолирующих рукавов в обводненных скважинах для неводоустойчивых ВВ, только на рудниках Казахстана позволила получить около 150 у.е. с 1 т ВВ.

Отработка торцов разрезов и нарезка новых горизонтов на Экибастузском месторождении проводится с применением роторных экскаваторов в комплексе с перегружателями, которые позволили полностью обеспечить непрерывную технологию отработки сложноструктурных пластов с минимальными количественными и качественными потерями с годовым экономическим эффектом 89,2 тыс. у.е.

## ЛИТЕРАТУРА

1. *Комелев Ю.В., Магина С.Ш.* Работа КазгосИНТИ в период инвестиций. // Журнал: «Деловой мир Казахстана.» – 1999. – №1(10). – Алматы, – с. 12–16.
2. *Козловский Е.А., Шагов М.И.* Укрепление минерально-сырьевой базы-основа стабильного развития России. // Горный журнал. – 1999. – №2. – с. 18–22.
3. *Найденков-Железов Ч.Г.* Объективные предпосылки создания системы сетевого планирования и управления и их принципиальные особенности. // Журнал: «Экономика» – 1976. – М. 148 с.
4. Сетевое планирование и управление опытным производством. // Журнал: «Экономика» – 1979. – М. 217 с.
5. Сетевое планирование и управление в строительстве. // – М.: Недра, 1971. – 152 с.
6. Сетевые графики в планировании. / – М.: «Высшая школа», 1981. – 153 с.
7. *Зельдович Я.Б.* Теория ударных волн и введение в газодинамику. // – М.: Недра, 1946. – 57 с.
8. *Ter Haar, H. Wergeland.* Elements of Thermodynamics, Landon. // 1968 – p. 97.
9. *Howerton T.* Professor of Chemical Engineering University of Donver. // Toronto-London, New-York. 1966. – p. 144.
10. *Покровский Г.И., Федоров И.С.* Действие удара и взрыва в деформируемых средах. // – М.: Недра, 1957. – 167 с.
11. *Покровский Г.И.* Физические основы взрывного дела. // – М.: Недра, 1956. – 63 с.
12. *Покровский Г.И.* Взрывные волны в грунтах. // М.: Госгортехиздат, – 128 с.
13. *Покровский Г.И., Черниговский А.А.* Расчет зарядов при массовых взрывах на выброс. // – М.: Госгортехиздат, 1962. – 118 с.
14. *Ханукаев А.Н., Баранов Е.Г., Мосинев В.Н.* Экспериментальные исследования процесса разрушения пород взрывом. // – М.: Недра, 1961. – 112 с.
15. Пятое научно-техническое совещание по техническому прогрессу в области буровзрывных работ. (Днепропетровск, 1965). // – М.: – 1966. – 54 с.
16. *Мельников Н.В., Марченко Л.Н.* Новое в разрушении пород взрывом на открытых разработках. // «Проблема разрушения горных пород взрывом». – М., 1967. – 137 с.
17. *Мельников Н.В.* Использование энергии взрывчатых веществ и кусковатость пород при взрывных работах. // Горный журнал. – 1967. – №1. С. 28–31.

18. Мельников Н.В., Симкин Б.А., Марченко Л.Н., Демидюк Г.П. Новые средства бурения и взрывания на открытых разработках. // – М.: Госгортехиздат, 1960. – 214 с.
19. Баум Ф.А. К вопросу об оценке эффективности действия взрыва зарядов с воздушными промежутками. Опыт применения зарядов с воздушными промежутками и игданита. // – М.: Недра, 1963. – 173 с.
20. Кучерявый Ф.И., Друкованный М.Ф., Гаек Ю.В. Короткозамедленное взрывание на карьерах. // – М.: Госгортехиздат, 1962. – 121 с.
21. Родионов В.Н. К вопросу о повышении эффективности взрыва в твердой среде. // Сборник «Взрывное дело» 51/8, «Взрывные работы в современных условиях». – М.: Недра, 1963. – 122 с.
22. Исследование процессов отбойки и выпуска при подземной разработке месторождений Акчатауского рудника с целью сокращения разубоживания на 10%. // Отчет по теме №372, – Алма-Ата, 1965. – 232 с.
23. Дрabcук Ю.В. Исследование отбойки при разработке жил на Акчатауском руднике. // Кандидатская диссертация. – Алма-Ата, 1966. 128 с.
24. Мачинский М.В. О способах оценки распределения кусков взорванной горной породы по классам крупности. // Сборник «Взрывное дело». Буровзрывные работы на карьерах. – М.: Недра, 1939. – 132 с.
25. Архипов П.Г. Борьба с измельчением руды на Балхашском руднике. // Горный журнал, – 1948. – №6. – С.42–48.
26. Буровзрывные работы в горной промышленности. // Труды четвертого научно-технического совещания по буровзрывным работам. – М.: Недра, – 1962. – 97 с. 28.
27. Вопросы теории разрушения горных пород действием взрыва. // –М.: Недра, 1958. – 141 с.
28. Kumao Hino-Shock waves theory of blasting with cylindrikal chag. // Coumal of the industreal explosver society, Japan. Vol.18, №1. March. – 1957. Vol. 19. – №2, Cunc, 1957. – P. 75–94.
29. Разрушение и механика горных пород. // Сборник докладов, прочтенных на научном VI симпозиуме в феврале 1961г. в г. Ролла (США) по бурению, взрывным работам и исследованию физико-механических свойств горных пород. – ГосНТИ. –М.: –1962. 214 с.
30. Детонация взрывчатых веществ и безопасность взрывных работ. // Сборник «Взрывное дело» №63/20. – М.: Недра, 1967. – 243 с.
31. Друкованный М.Ф., Геймин Л.И., Комир В.М. Новые методы и

- перспективы развития взрывных работ на карьерах. // – М.: Недра, 1965. – 318 с.
32. Мельников Н.В., Симкин Б.А., Марченко Л.Н., Демидюк Г.П. Новые средства бурения и взрывания на открытых разработках. // – М.: Госгортехиздат, 1960. – 187 с.
33. Баум Ф.А., Станюкович К.П., Шехтер Б.И. Физика взрыва. – М.: Физматгиз, 1959. 322 с.
34. Мухин М.Е. Отбойка руды шпурами малого диаметра при разработке жил. // Горный журнал. – 1953. – № 1.
35. Бейсебаев А.М., Ерофеев И.Е., Егулов А.А., Долгов А.С., Бегалинов А.Б., Пятигорский Л.В. Механизация взрывных работ. // – М.: Недра, 1992. – 272 с.
36. Совершенствование техники и технологии взрывных работ в сложных горногеологических условиях. // НИР по теме №602/86. – Алматы, – 1988, – Часть I – 42с., – Часть II – 50 с.
37. Симаков В.Г., Безматерных В.А. О зависимости давления продуктов детонации в скважине от естественной трещиноватости массива. // Горный журнал "Известия вузов". – 1973. – №3. – С.61–67.
38. Безматерных В.А. Использование нелинейных волн при изучении разрушения горных пород взрывом. // Горный журнал «Известия вузов». – 1984. – №9. – С.59–61.
39. Алибаев А.О., Братчиков И.Б. Опыт формирования гидроизолированных зарядов в обводненных скважинах. // Госплан Казахской ССР (Информ. листок). – Алматы, 1990. – 5 с.
40. Алибаев А.О., Ибрагимова П.И. Оптимизация взрывной отбойки горных пород на обводненных карьерах. // Госплан Казахской ССР (Информ. листок). – Алматы, 1990, – 7 с.
41. Установление величин потерь и разубоживания угля при разработке сложноструктурных пластов Экибастузского месторождения роторными экскаваторами. // НИР по теме №71060742. – Алматы, – 1973. – 71 с.
42. Бермант А.Ф., Араманович И.Г. Краткий курс математического анализа для ВТУЗов. Изд. 4, – М.: Наука, – 1966. 462 с.
43. Изыскание эффективных схем и средств поточной технологии селективной разработки крутопадающих пластов Экибастузского каменноугольного месторождения. // НИР по теме 048Б. ИГД АН КазССР. – Алматы, 1974. – 85 с.
44. Иванов А.Г. и др. Повышения экономичности сжигания Экибастузского угля на блоках 300 МВт троической ГРЭС. // Теплоэнергетика, – 1971. – №1. – С. 16–18.
45. Тулицын С.И., Горяев Г.А. Работа котлоагрегата ПК–39–11

на экибастузском угле в регулировочном диапазоне нагрузок и с перегрузкой. // Электрические станции. – 1978. – С. 65–67.

46. *Самородов Ю.П., Западгинский*. Снижение производительности роторных экскаваторов при проведении съездов. // Журнал «Добыча угля открытым способом». – 1969. – №4. С. 18–26.
47. *Самородов Ю.П., Ростовцев А.Ф.* Определение затрат времени на проведение съездов роторными экскаваторами. // Журнал «Добыча угля открытым способом». – 1972. – №3. С. 23–28.
48. Исследование распределения угля по потребителям в соответствии с ростом добычи до 1990 г. с учетом усреднения его зольности, (на примере разреза «Восточный»). // НИР по теме № 1601/1. – Алматы, 1979. – 68 с.
49. Технология нарезки новых горизонтов роторными экскаваторами к техпроекту реконструкции разреза "Северный" ПО Экибастузуголь. // НИР по теме №1601/2. – Алматы, 1978. – 51 с.

## СОДЕРЖАНИЕ

|                                                                                                                                     |    |
|-------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|----|
| Предисловие .....                                                                                                                   | 3  |
| Глава 1. Современное состояние горной науки и промышленности и перспективы их развития .....                                        | 7  |
| 1.1 Анализ состояния горной науки и производства и перспективы их развития в Казахстане при рыночной экономике .....                | 7  |
| 1.2 Использование системы PERT для выбора процессов горных работ, подлежащих исследованию .....                                     | 18 |
| Глава 2. Механизм разрушения горных пород взрывом колонковых зарядов .....                                                          | 21 |
| 2.1 Анализ существующих взглядов на механизм разрушения среды взрывом .....                                                         | 21 |
| 2.2 Исследование механизма разрушения среды колонковыми зарядами на модели .....                                                    | 26 |
| 2.3 Использование новых конструкции зарядов при варианте комбинированной системы разработки месторождений полезных ископаемых ..... | 30 |
| Глава 3. Использование механизма разрушения среды колонковыми зарядами при комплексной механизации взрывных работ .....             | 45 |
| 3.1 Постановка вопроса механизации взрывных работ и методы решения возникающих при этом проблем .....                               | 45 |
| 3.2 Применение различных конструкции зарядов при механизации взрывных работ .....                                                   | 63 |

|                                                                                                                                                                               |     |
|-------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|-----|
| Глава 4. Рациональное недропользование с применением колонковых зарядов при разработке сложноструктурных пластов .....                                                        | 71  |
| 4.1 Разработка контактов «вскрыша-уголь» .....                                                                                                                                | 71  |
| 4.2 Теоретические аспекты разработки границы «полезное ископаемое-пустая порода» .....                                                                                        | 77  |
| 4.3 Исследование процессов нарезки новых горизонтов и отработки торцов разрезов комплексами непрерывного действия .....                                                       | 86  |
| 4.4 Рациональное обеспечение электростанции углем при отработке сложноструктурных пластов с применением рассредоточенных зарядов для предварительного встряхивания угля ..... | 97  |
| Заключение .....                                                                                                                                                              | 104 |
| Литература .....                                                                                                                                                              | 106 |

*Научное издание*

**Алибаев Амир Омарбекович**

**МЕХАНИЗМ РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД КОЛОНКОВЫМИ  
ЗАРЯДАМИ ПРИ РАЦИОНАЛЬНОМ НЕДРОПОЛЬЗОВАНИИ**

Редактор *Н. Абдрахманова*

Тех. редактор *К. Мухамедин*

Худ. редактор *Б. Аканаяев*

Корректор *Т. Гештовт*

Сдано в набор 20.04.01. Подписано в печать 05.05.01. Формат 60×90 <sup>1</sup>/<sub>32</sub>.  
Бумага офсетная. Гарнитура "Балтика". Уч.-изд. л. 7,084. Усл. п. л. 7,883.  
Тираж 500 экз. Заказ № 127. Цена договорная.

Компьютерный набор и верстка фирмы "Тамыр", 480009, г. Алматы,  
пр. Абая, 143. Тел. 43-35-11.

Отпечатано в типографии ТОО «ЦДК Глобус», г. Алматы.